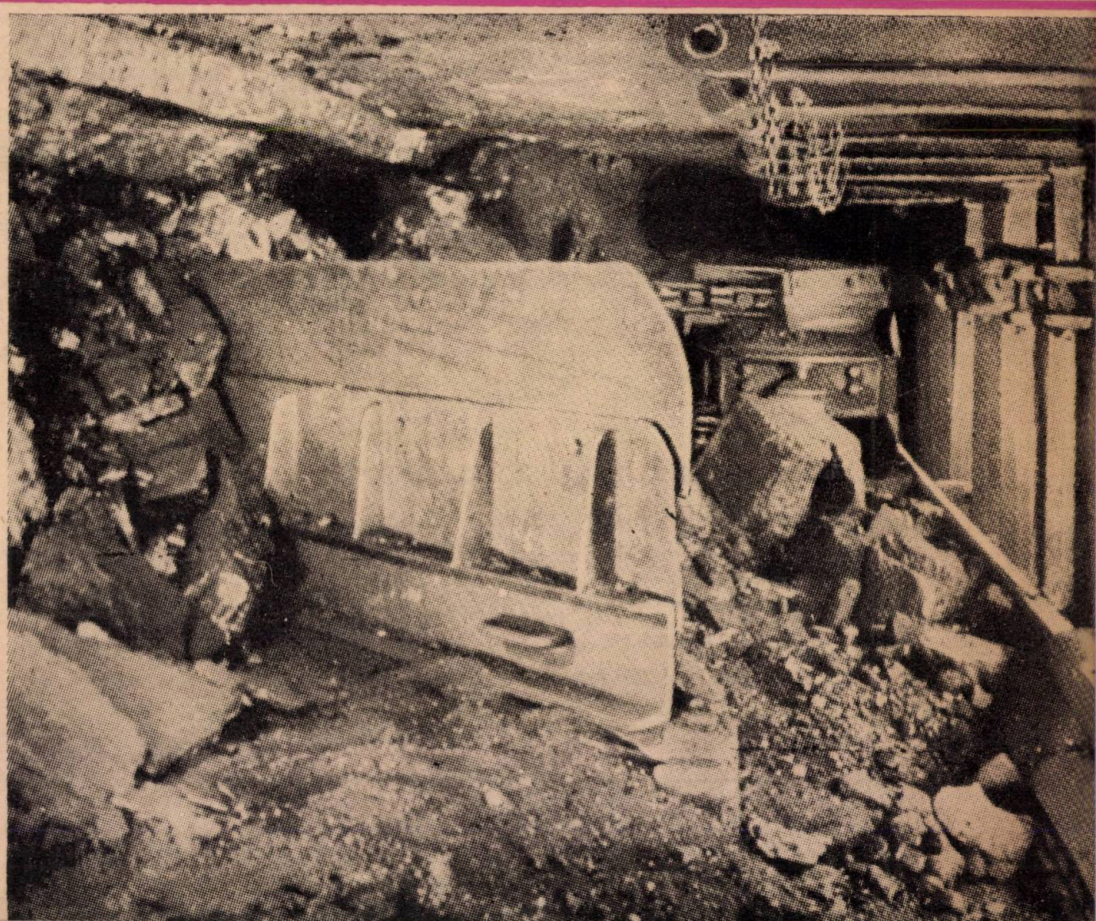
E 1455

KAT

Revista MINELOR

Institut. de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
OBMEN - CHERE
VYMENA - WYMIANA
TAUSCH - CMEHA



1

1957

ASIT

Ianuarie
1957
Anul VIII
Nr. 1

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R. P. R., AL MINISTERULUI MINELOR ȘI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI CHIMICE (DIR. EXPL. MINIERE)

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 3.57.28 și 3.07.30

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA**, ing. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PĂCURARU**, prof. ing. **V. POBORAN**, prof. dr. habil ing. **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI**.

SUMAR

V. POBORAN: **Tehnica nouă în domeniul metodelor de exploatare a zăcămintelor de cărbuni.** Autorul prezintă stadiul actual al cunoștințelor și realizărilor în domeniul deschiderii cîmpurilor de mină, extragerii din zăcămînt, utilajului din abataj, susținerii abatajului, transportul subteran, aerajul minei. În încheiere pe baza analizei situației exploatărilor de cărbuni din țara noastră se fac propuneri pentru viitor. **(Pag. 3—17).**

R. CATILINA: **Probleme generale ale rezervelor la zăcămintele de minereuri metalifere.** Autorul precizează metoda de calcul a rezervelor, dînd totodată o clasificare a acestora ținînd seama de natura minereurilor. Se dau prescripții asupra volumului de probe necesare de analizat și relațiile pentru determinarea erorilor de calcul. **(Pag. 18—29).**

M. GEORGESCU: **Explozor pentru procedeul de împușcare cu întîrzieri de milisecunde.** Autorul descrie construcția unui dispozitiv cu mai multe circuite de aprindere cu întîrzieri de milisecunde reglabile, compuse din releuri identice acționate de lămpi Thyratron. Acest dispozitiv poate fi construit în orice laborator obișnuit de radiotehnică. **(Pag. 29—31).**

V. CAZACU: **Mecanizarea tăierii și încărcării cărbunilor în abataj și tendințele noi în construcția mașinilor folosite la aceste operații.** Autorul trece în revistă gradul de mecanizare a producției miniere din diferite țări prezentînd apoi construcțiile de mașini de havat pentru front lung, mașinile de încărcat și combinele de cărbune cu brațe cu lanț și alte organe de tăiere. **(Pag. 31—41).**

GH. BOGDAN: **Formele de apariție și de degajare a metanului din zăcăminte și roci, în țara noastră.** După o trecere în revistă a cunoștințelor actuale asupra degajării metanului, autorul analizează condițiile zăcămintelor de cărbuni din R.P.R. și prezintă o serie de erupții ce s-au produs în ultimii ani în minele de cărbuni din bazinul Văii Jiului. **(Pag. 42—45).**

RECENZII

COMUNICĂRI ALE INSTITUTULUI DE CERCETĂRI MINIERE

TH. POPA: **Cuvînt introductiv** 46

E. VISKY: **Criterii de organizare și metodologia de lucru a Institutului de cercetări miniere din R.P.R.** 46

D. HRISANIDE: **Liniile de dezvoltare a cercetărilor în domeniul preparării mecanice a substanțelor minerale utile din R.P.R** 48

AL. BADARĂU: **Dezvoltarea cercetărilor în ramura minieră extractivă din R.P.R.** 50

NOUTĂȚI MONDIALE

Könyvtár
TULAJDONA

REVISTA MINELOR

ANUL VIII — Nr. 1 — IANUARIE 1957

СОДЕРЖАНИЕ

В. ПОБОРАН: **Новая техника в области методов разработки угольных месторождений.** Автор излагает существующее положение знаний и достижений в области вскрытия шахтных полей, выемки из залежей, забойного оборудования, крепления забоев, подземного транспорта и шахтной вентиляции. В заключение, на основе анализа положения угольных разработок нашей страны выдвигается ряд предложений для применения в будущем. **(Стр. 3 — 17).**

Р. КАТИЛИНА: **Общие вопросы запасов металлоносной руды.** Автор уточняет расчетный метод запасов и дает их классификацию, принимая во внимание природу руды. Даются предписания относительно объема необходимых для анализа образцов и уравнения для определения расчетных ошибок. **(Стр. 18 — 29).**

М. ДЖОРДЖЕСКУ: **Приспособление для взрывных работ с миллисекундным замедленным действием.** Дается описание конструкции приспособления с несколькими цепями зажигания, с регулируемым миллисекундным замедленным действием, состоящего из одинаковых реле, приводимых в действие лампами типа Тиратрон. **(Стр. 29 — 31).**

В. КАЗАКУ: **Механизация отбойки и погрузки угля в забое и новые направления в области конструкции машин, используемых для этих работ.** Делается обзор уровня механизации горнорудного производства в различных странах, причем описываются конструкции врубовых машин для лав, погрузочных машин и угольных комбайнов с цепными барами и другие узлы для отбойки. **(Стр. 31—41).**

Г. БОГДАН: **Формы появления и выделения метана в угольных месторождениях и породах нашей страны.** После обзора нынешних знаний в области выделения метана, автор рассматривает условия угольных месторождений РНР и дает описание ряда выбросов, имевщих место в течение последних лет в угольных шахтах бассейна долины Жиу. **(Стр. 42 — 45).**

РЕЦЕНЗИИ

СООБЩЕНИЯ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКОГО ГОРНОГО ИНСТИТУТА

Т. ПОПА: **Вступительное слово** 46

Е. ВИСКИ: **Организационные критерии и методология работы Научно-исследовательского горного института РНР** 46

Д. ХРИСАНИДЕ: **Пути развития исследований в области механического обогащения полезных ископаемых в РНР** 48

А. БАДАРЭУ: **Развитие исследований в горнорудной добывающей промышленности РНР** . . 50

ЗАРУБЕЖНЫЕ НОВОСТИ

SUMMARY

V. POBORAN: **New technics methods of coal deposits exploitations.** Author unveils today state of knowledge and achievements in the opening of mine areas, ore extraction, mining machinery, face support, underground haulage, mine ventilation. It closes on the analysis of the situation of coal exploitations in our country and on some suggestions for the future. **(Pag. 3—17).**

R. CATILINA: **General problems of mineral resources.** Author stresses the method to calculate resources establishing at the same time, a clasification on their body ore. Within are given indications about the quality of necessary control samples and information to detect calcul errors. **(Pag. 18—29).**

M. GEORGESCU: **A tool for blasting practice with millisecond delay.** Author describes the construction: this dispositive has many firing circuites with reglable delay using the Thyratron lamps .

This tool can be made in any common radiotehnical laboratory. **(Pag. 29—31).**

V. CAZACU: **Mechanising of cutting and loading coal in the coal face and new tendencies concerning the construction of machines used in such operations.** Author displays the mechanisation degree of mining production in different countries, presently the cutter machines for longwall, loading machines and coal cutter and loading machines. **(Pag. 31—41).**

GH. BOGDAN: **The way fire damp appears and rushes out from deposits and rocks in our country.** After displaying the today knowledge in the rushing out of the fire damp, author analyses the conditions of coal deposits in the Rumanian People's Republic presenting a series of eruption that took place these last years, at our collieries of Jiu Valley areas. **(Pag. 42—45).**

BOOKSHELF

REPORTS OF THE INSTITUTE FOR MINING RESEARCH

TH. POPA: **Forward** 46

E. VISKY: **Organization criteria and work methodology of the Institute for Mining Research from Rumanian People's Republic** . . . 46

D. HRISANIDE: **Developing directions of research in the field of mechanical dressing of useful mineral substances in Rumanian People's Republic** 48

AL. BADARAU: **The development of research in the coal extractive branch in Rumanian People's Republic** 50

WORLD NEWS

SOMMAIRE

V. POBORAN: **La nouvelles techniques dans les méthodes d'exploitation des gisements charbonniers.** L'auteur présente l'état actuel des connaissances et des réalisations dans le domaine de la mise en exploitation, de l'extraction, de la mécanisation et du soutènement de la taille, du transport souterrain et de l'aérage. En conclusion, après une analyse de la situation des exploitations charbonnières de notre pays, l'auteur fait des propositions pour l'avenir **(Page 3—17).**

R. CATILINA: **Problèmes généraux sur les réserves de minerais métallifères.** L'auteur précise la méthode à employer pour le calcul des réserves dont on donne en même temps une classification en tenant compte de la nature des minerais. On donne ensuite des prescriptions sur le nombre d'epreuve à analyser ainsi que les formules utilisées pour la détermination des erreurs de calcul. **(Page 18—29).**

M. GEORGESCU: **Exploseur pour la méthode de tir à microretards.** L'auteur décrit la construction d'un dispositif avec plusieurs circuits d'allumage à microretards réglables, composés par des relais identiques actionnés au moyen des lampes électroniques Thyratron. Ce dispositif peut être construit par n'importe quel laboratoire ordinaire de radiotechnique. **(Page 29—31).**

V. CAZACU: **La mécanisation du dépilage et du chargement du charbon dans le chantier d'abattage et les nouvelles tendances dans la construction des engins utilisés dans ces opérations.** L'auteur expose le degré de mécanisation dans la production minière atteint par divers pays et présente ensuite les divers types de haveuses pour chantier à longue taille, des chargeuses et des abatteuses-chargeuses avec chaîne de havage ainsi que d'autres engins à couper. **(Page 31—41).**

GH. BOGDAN: **Les formes d'apparition et de dégagement du grisou des couches et de la roche dans notre pays.** Après avoir exposé les connaissances actuelles sur le dégagement du méthane, l'auteur fait une analyse des conditions des gisements charbonniers de la R.P.R. et décrit une série d'éruptions qui se sont produites dans les dernières années dans les charbonnages du bassin de Valea Jiului **(Page 42—45).**

RECENSIONS

COMMUNIQUÉS DE L'INSTITUT DE RECHERCHES MINIERES

TH. POPA: **Mot introductif** 46

E. VISKY: **Les critériums d'organisation et la méthodologie de travail de l'Institut de Recherches Minières de la R.P.R.** . . . 46

D. HRISANIDE: **Les voies de développement des recherches dans le domaine de la préparation mécanique des substances minérales utiles de la R.P.R.** 48

AL. BĂDĂRĂU: **Le développement des recherches dans le domaine de l'exploitation des mines dans la R.P.R.** 50

NOUVELLES DU MONDE

INHALT

V. POBORAN: **Die neue Technik in der bergmännischen Ausbeutung von Kohlenlagerstätten.** Es wird zunächst das heutige Stadium der Erfahrungen und des technische Fortschritts auf dem Gebiet der Grubenausrichtung, der Gewinnung und der Mechanisierung von Abbaubetrieben, der unterirdischen Förderung und der Grubenbewetterung dargelegt. Zum Schluss, nach einer kritischen Untersuchung und Beurteilung der Lage unserer Kohlengruben, macht der Verfasser einige Vorschläge für die Zukunft. **(Seite 3—17).**

R. CATILINA: **Allgemeine Probleme bei der Reservenbestimmung der Erzlagerstätten.** Der Verfasser gibt das rechnerische Verfahren für die Reservenbestimmung an und stellt eine unter Berücksichtigung der Erzbeschaffenheit angeordnete Klassifizierung dieser Reserven dar. Weiter werden Hinweisungen auf die erforderliche Menge der zu untersuchenden Proben, sowie die nötigen Gleichungen für die Bestimmung der rechnerischen Fehler angegeben. **(Seite 18—29).**

M. GEORGESCU: **Ein Millisekundenzünder.** Der Verfasser beschreibt eine Zündeinrichtung mit mehreren in den Zeitstufenabständen regelbaren Stromkreisen, die aus identischen von Thyratronröhren betätigten Relais bestehen. Diese Zündeinrichtung kann in jedem üblichen elektrotechnischen Laboratorium angefertigt werden. **(Seite 29—31).**

V. CAZACU: **Die Mechanisierung der Gewinnungs- und Ladearbeiten der Kohle im Abbau und die neue Tendenz bei dem Bau der gehörigen Maschinen.** Der Verfasser gibt einen Ueberblick über den Mechanisierungsgrad bei der Bergauproduktion verschiedener Länder sowie eine Beschreibung von Schrämmaschinen für lange Stösse, von Lademaschinen und Schämladern mit Schrämkette sowie von anderen Gewinnungsmaschinen. **(Seite 31—41).**

GH. BOGDAN: **Die Formen des Auftretens und des Ausbruchs von Grubengas aus den Kohlenflözen und aus dem Gebirge in unserem Lande.** Nach einer Zusammenstellung der bisherigen Kenntnisse über die Austrittsweise des Methans, sind die Verhältnisse der rumänischen Kohlenlagerstätten untersucht. Der Verfasser beschreibt mehrere Methanausbrüche die in den letzten Jahren in dem Kohlenbecken Valea Jiului stattgefunden haben. **(Seite 42—45).**

BUECHERSCHAU

MITTELEILLUNGEN DES INSTITUTS FÜR BERGBAUFORSCHUNGEN

TH. POPA: **Einleitungswort** 46

E. VISKY: **Organisierungskriterien und Arbeitsmethodologie des Instituts für Bergbauforschungen der R.V.R.** 46

D. HRISANIDE: **Die Entwicklungsrichtlinien der Forschungen auf dem Gebiet der Aufbereitung nutzbarer Mineralien in der R.V.R.** . . 48

AL. BĂDĂRĂU: **Die Entwicklung der Forschungsarbeiten auf dem Gebiet des Bergbauwesens** 50

NEUIGKEITEN AUS ALLER WELT

Tehnica nouă în domeniul metodelor de exploatare a zăcămintelor de cărbuni

Prof. ing. **V. Poboran**

Dinamica producţiei de cărbuni, impusă de avîntul industriei grele, se caracterizează printr-o continuă creştere şi anume cu acelaşi ritm accelerat, corespunzător dezvoltării industriei siderurgice şi industriei de maşini — principalele în rîndul consumatorilor de cărbuni.

În lumina directivelor de principiu cuprinse şi în documentele ultimelor congrese ale Partidelor comuniste şi muncitoreşti din ţările cu regim socialist, creşterea producţiei trebuie bazată pe creşterea productivităţii muncii omului şi maşinilor. Aceasta se traduce în minerit prin:

— realizarea unor mari viteze de înaintare a fronturilor de lucru;

— sincronizarea tuturor operaţiilor şi lucrărilor miniere în legătură cu producţia;

— construirea de noi maşini şi utilaje, corespunzătoare condiţiilor de lucru create prin ritmul nou al exploatării zăcămintelor.

Cîmpul minier şi producţia extrasă

Mărindu-se viteza de extragere a zăcămintelor şi intensitatea de exploatare, durata de exploatare a cîmpurilor miniere vechi s-a scurtat cu mult, iar adîncimea de exploatare creşte mult mai repede.

Adîncimea medie a minelor de cărbuni din Europa creşte cu regularitate, ajungînd în jurul a 750 m cu o creştere anuală de 4,5—6 m, atingînd în minele belgiene 1400 m iar în R.P.R. 920 m.

Pentru preîntîmpinarea urmărilor acestei viteze de exploatare se trece la cîmpuri miniere de mari dimensiuni cu puţuri şi instalaţii de extracţie reduse ca număr, însă de mare capacitate.

Dar pe lîngă consideraţiunile de ordin tehnic mai intervin şi unele de ordin economic a căror importanţă reţine atenţia acelora ce gospodăresc resursele naturale ale ţării.

Se ştie că la minele de cărbuni, cuantumul investiţiilor pe tona de util extras se reduce cu creşterea dimensiunilor cîmpului de exploatare şi ale instalaţiilor.

Pentru minele noi, europene, sînt considerate corespunzătoare unităţi cu o producţie de 20 000 t/zi şi în orice caz, pentru bazine carbonifere bine cunoscute, producţia de 10 000 tone zilnic nu mai este considerată limită superioară în temele de proiectare. În ceea ce priveşte avantajul producţiei mari pe unitatea de exploatare, iată cum ar varia anumite costuri faţă de preţul de vînzare al cărbunelui la producţii diferite (fig. 1):

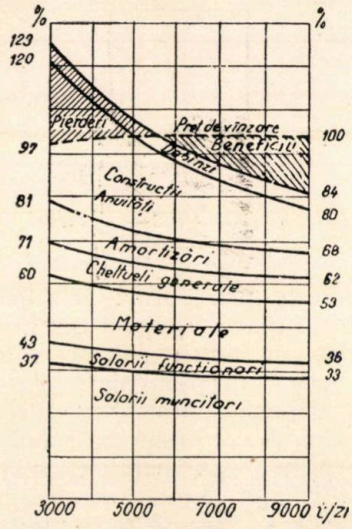


Fig. 1. *Variaţia costurilor în funcţie de producţie*

Extracţia urmează a se desfăşura prin unul sau două puţuri amplasate central dublu, cu duble garnituri de extracţie, în timp ce puţuri auxiliare, dispuse diagonal deservesc aerajul, transportul oamenilor, al sterilului şi al materialelor.

Mărimea cîmpurilor miniere urmăreşte costurile variabile şi corespunzătoare distanţelor pînă la puţul de extracţie, care se compun în principal din: costurile aerajului în galeriile principale şi costurile care, datorită dependenţei între lungimea cîmpului, timpul de lucru la front şi productivitatea pe schimb a unui miner, sînt legate de durata circulaţiei oamenilor în galeriile principale.

Calculele fazelor de proiectare se fac pe baza şi comparativ cu costurile de exploatare şi amortizările minelor existente. Atît industria extractivă sovietică cît şi restul ţărilor cu industrie minieră dezvoltată, dimensionează cîmpurile miniere afectate fiecărei mine cu instalaţie de extracţie şi determină amplasamentul puţurilor, în mod analitic şi grafic pe baza parametrilor economici.

Pentru consideraţiunile necesare proiectării, la cîmpurile miniere rectangulare şi mai ales pătrate, stabilirea distanţelor medii ponderate de la cîmpurile de exploatare pînă la puţul de extracţie aferent, se face cu suficientă exactitate prin metoda grafică (fig. 2).

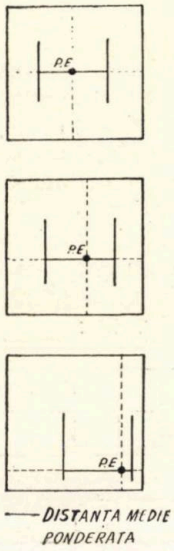


Fig. 2. *Determinarea distanţei medii ponderate de transport*

Procedeul este următorul: prin punctul prevăzut pentru săparea puţului se împarte cîmpul de mină în patru pătrate sau în două pătrate şi două dreptunghiuri, care au una din laturi dispusă paralel cu direcţia zăcămîntului. Unind centrele patrulaterelor astfel formate prin drepte paralele cu direcţia zăcămîntului şi apoi legînd aceste paralele cu o perpendiculară trecînd prin puţ se obţin distanţele medii ponderate. Puţul se amplasează pe cît posibil în centrul de greutate al cîmpului de mină — adică ţinînd cont de mărimea rezervelor din cîmpurile de exploatare.

Noile puţuri au diametre mari (8 m), iar datorită adîncimii mereu crescînde se lărgeşte utilizarea transportului cu cabluri multiple, urmărindu-se creşterea sarcinii utile (20 tone), reducerea vitezei de extracţie (12 m/s) şi automatizarea operaţiunilor de la puţul de extracţie.

În ţările din Europa se prevăd pentru minele în deschidere producţii zilnice de 30 000 tone, cu mecanizare şi automatizare extinsă, cu vagonete de transport de mare capacitate, producţia fiind concentrată la puţurile principale.

Reducerea numărului puţurilor de extracţie nu impietează asupra producţiei pe unitatea de suprafaţă a cîmpului minier. O dovadă în acest sens oferă regiunea minieră belgiană „Campine“ care extrage anual 9,5 milioane tone cu

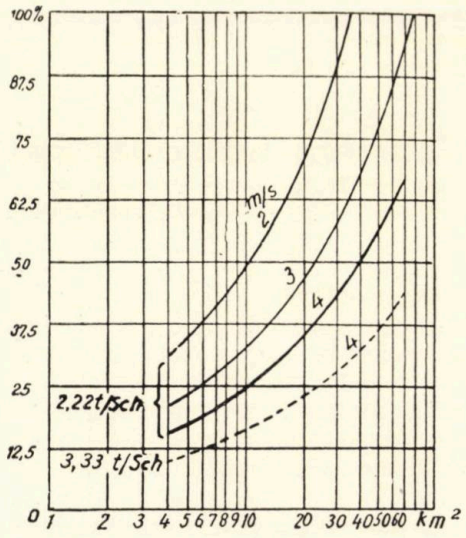


Fig. 3. *Influenţa vitezei de transport pe orizontală asupra preţului de cost la puţurile centrale şi diferite productivităţi pe om şi pe schimb*

şapte instalaţii moderne de extracţie dintr-o suprafaţă de 320 km², adică 30 000 tone/km² suprafaţă de cîmp minier. Abatajele situate aproape la limita cîmpului minier sînt la depărtare de peste 5 km de puţul de extracţie. Mărind viteza de transport pe orizontală de la 2 m/s la 3 şi chiar 4 m/s şi utilizînd vagonete de mare capacitate, instalaţiile minelor moderne vor putea deservi mari cîmpuri miniere, exploatate intens, cu mari producţii zilnice şi realizînd serioase economii la capitolul transport (fig. 3).

Condiţii de presiune şi roci înconjurătoare

Pînă acum nu se poate spune că ar fi perfect determinate cauzele şi modul de prezentare al fenomenului cunoscut de miner sub numele de presiune minieră. Adîncimea joacă desigur un mare rol în acest fenomen, dar nu este singurul element hotărîtor. Se cunosc mine la adîncimi mici şi medii în care rocile produc mai mari greutăţi ca la adîncimi mari şi se pare că condiţiile fizico-mecanice ale rocilor în jurul spaţiilor excavate prin minerit ar fi cauza principală a fenomenului. Aceste condiţii devin mai dezavantajoase cu adîncimea, fiind fapt dovedit că roca înconjurătoare a unui anumit zăcămînt creează greutăţi mai mari, pe măsură ce exploatarea se adînceşte (fig. 4).

Caracteristica generală pentru proprietăţile fizico-mecanice ale rocilor în subteran pare să fie rezistenţa la sfărîmare, măsurată cu aju-

torul stîlpilor dinamometrici care au o suprafaţă de reazem de 120—145 cm².

Rezultatele au arătat că rezistenţa rocilor scade cu adîncimea. Aceleaşi măsurători executate în 20 strate, situate între 250 şi 700 m adîncime şi 22 strate situate între 700 m şi 1260 m, au dovedit că între 700 m şi 1260 m, la 30% din cazuri, culcuşul a prezentat o rezistenţă la *sfărîmare prin penetrare* sub 5 tone.

Rocile din formaţiunile carbonifere situate la mari adîncimi prezintă în general rezistenţe inferioare celor determinate aproape de suprafaţă. Rezistenţa la ştanţare (penetrare) este şi mai mică şi elementele susţinerii, atît la galerii cît şi în abataje, pătrund în acoperiş sau culcuş, distrug coeziunea rocilor şi produc mari deranjamente.

Rezistenţa se modifică adesea foarte repede după descoperirea rocii şi sub influenţa apei. Forma susţinerii trebuie să ţină seama de asemenea modificări, mai ales că ea trebuie să dureze mai mult.

Rezistenţa rocilor scade şi cu durata solicitării, iar forma suprafeţei de contact cu roca este de mare importanţă deoarece cu cît ea se abate de la secţiunea circulară sau pătrată, cu atît rezistenţa rocii, pe această suprafaţă, scade.

Rezistenţa suprafeţei de contact a susţinerii cu un culcuş bun sau mediu, creşte cu mărirea suprafeţei de sprijin, pe cînd la un culcuş rău rămîne neschimbată.

În concluzie, tehnica nouă ne arată că în privinţa presiunii manifestată în jurul excavaţiilor miniere:

— *La mari adîncimi, rezistenţa rocilor din formaţiunile carbonifere scade.*

— *Felul susţinerii trebuie să menajeze legătura internă a rocii care trebuie păstrată.*

— *Susţinerea adecvată este cea mai bună intervenţie a tehnicii în minerit, cu atît mai mult dacă prin feţe mari de contact între rocă şi elementul susţinerii solicitările pe feţele de sprijin se reduc.*

„Mecanica rocilor" care se ocupă cu studiul caracteristicilor fizico-mecanice şi comportarea rocilor la diferite solicitări, disciplină cu un vast domeniu de activitate este chemată să-şi spună cuvîntul în multe din problemele de exploatare. Institutele de cercetări miniere şi institutele în al căror program îşi are locul această disciplină tehnică, trebuie să-i acorde atenţia cuvenită.

Trasarea lucrărilor de deschidere

Fenomenele de presiune ce pot fi observate la mare adîncime se manifestă la unele zăcăminte începînd de la 500 sau 600 m adîncime, pe cînd la altele abia la 1000—1100 m şi chiar mai mult.

Stratificaţiile cu predominarea gresiilor rămîn tari şi elastice pînă la mari adîncimi, în timp ce stratificaţiile cu mult şist, devin mai uşor curgătoare chiar la adîncimi mici.

În aceste condiţii grele trebuie realizat trasajul pe orizontală, care formează orizonturile de transport. Decalajul lor pe verticală trebuie să fie mare, adică cel puţin 100 pînă la 150 m, deoarece aceste căi principale de transport trebuie scoase de sub influenţa abatajelor.

La exploatarea „în cîmp", un orizont trebuie să aibă abatajele la limita cîmpului, *înainte de a începe exploatarea orizontului inferior.* Această măsură favorizează susţinerea galeriilor şi aerajul în orizontul de cap, căci abatajul sub galeriile în funcţiune conduce la deranjamente atît în transport cît şi în aeraj.

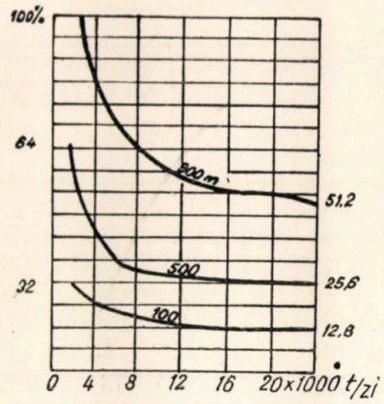


Fig. 4. *Variaţia preţului de cost în funcţie de adîncimea de extracţie*

Exploatarea „în retragere" promite un mare progres în viteza de înaintare a abatajelor, o rapidă şi ieftină săpare a galeriilor auxiliare (de abataj) şi costuri scăzute ale întreţinerii. Săparea rapidă a galeriilor în strat la exploatarea în retragere, contribuie la lămurirea condiţiilor de zăcămînt şi uşurează planificarea.

În privinţa modului de exploatare *în cîmp sau în retragere* — argumentele create de variaţia presiunii miniere, în funcţie de adîncimea de exploatare, diferă.

De multe ori s-a propus organizarea abatajelor pe front lung „în retragere", cu galeriile de pregătire — de bază şi de cap — săpate cu mijloace mecanizate „rapid", iar partea de zăcămînt astfel pregătit, extrasă în retragere — galeriile de pregătire săpate în roci tari rămînînd în stare bună.

Fără îndoială că acest procedeu este recomandabil pentru adîncimi mici, însă în minele adînci, cu presiune minieră mare care premerge fiecărui front de abataj şi îl însoţeşte lateral, solicitarea este aşa de mare că în regiunea respectivă este imposibil a se susţine o galerie.

De aceea, *la mari adîncimi şi înclinări mici se recomandă a se exploata „în cîmp"*, înaintarea galeriilor de cap şi bază fiind coordonată cu înaintarea abatajului, evitînd chiar o depăşire a liniei frontului de abataj. Săparea galeriilor de bază şi de cap pe front lărgit cu

stîlpi de protecţie din rambleu zidit — şi nu din zăcămînt — contribuie la îndepărtarea zonelor de distrugere a rocilor şi a susţinerii.

Transversale principale şi puţuri oarbe. La fiecare orizont, rampele moderne constau din trei sau patru galerii paralele cu direcţia stratelor, două din ele trecînd prin axele puţurilor — fiind vorba de două puţuri centrale — iar a treia şi a patra leagă primele două între ele şi servesc: una ca galerie de ocol iar a doua ca spaţiu *pentru instalaţia de antepreparare mecanică* (fig. 5).

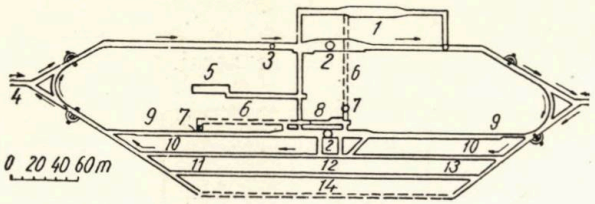


Fig. 5. *Schema unei rampe cu două puţuri centrale.*

Introducerea antepreparării în subteran — constînd din claubaj şi antezdrobire — reduce cheltuielile de transport al materialului steril care, la minele cu producţii de 5000—10 000 tone/zi, înseamnă minimum 300—600 t/zi roci ce rămîn a fi rambleate în mină fără a mai fi ridicate la suprafaţă, trecute prin instalaţiile de preparare şi apoi reintroduse în mină.

De o parte şi alta a puţurilor, la distanţă în jurul a 300 m, cele două galerii care trec prin axele puţurilor se unesc şi se continuă prin două direcţionale care servesc la deschidere şi transport şi sînt săpate pînă la limita cîmpului de exploatare.

Rampele şi galeriile conectate la ele sînt săpate în rocile cele mai tari şi rezistente.

Transversalele de secţie (sector) sînt amplasate la intervale în jurul a 1000 m plecînd din direcţionale, cele cu fronturi de lucru opuse fiind plasate decalat în plan orizontal, pentru uşurarea dirijării curentului de aer. De la orizont la orizont transversalele de secţie sînt legate prin puţuri oarbe amplasate la intervale de cîte 200 m şi servesc la deschiderea stratelor cuprinse în porţiunea dintre orizonturi (fig. 6).

Galeriile principale se recomandă a fi săpate în roci destinse. În acest scop la săparea unei transversale deasupra sau dedesubtul unui zăcămînt, *este recomandabil ca înainte de începerea săpării să se extragă o fîşie de strat care ar realiza destinderea dorită. Lăsarea stîlpilor de siguranţă din cărbune este bine să fie evitată, fiind permanentă sămînţă de foc.*

Abatajul ideal, ca lucrare minieră, este un patrulater format din linia unui singur front de lucru rectiliniu, paralelă cu linia de surpare sau rambleu şi două galerii de abataj — de bază şi de cap — extras cu mare viteză. Stratele se exploatează succesiv descendent, amplasamentul abatajelor fiind astfel ales ca fronturile de lucru în funcţiune să nu se influenţeze reciproc.

Este recomandat a se evita:

1. Tăierea unui strat în mai multe trepte decalate (stîlpi lungi în subetaje scurte).

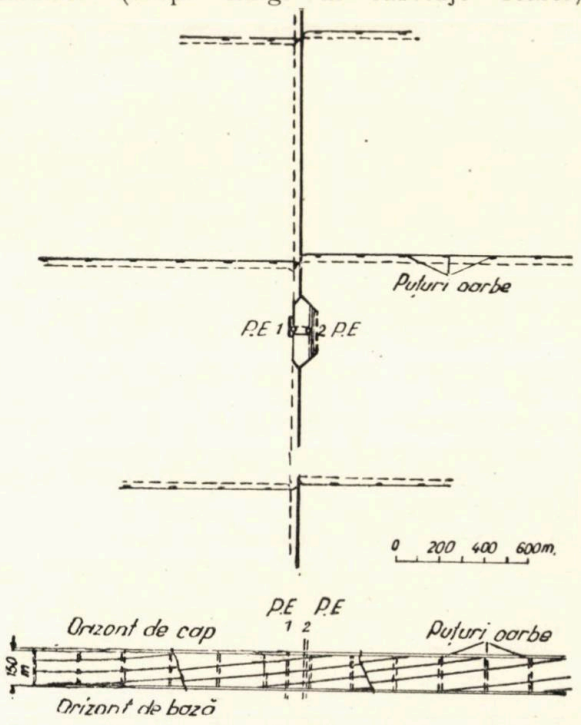


Fig 6. *Trasarea direcţionalelor, transversalelor şi puţurilor oarbe*

Presiunea din faţa unui front de tăiere distruge porţiunea de galerie a frontului care l-a depăşit. Asemenea abataje conduc la mari dificultăţi în aeraj şi transport de materiale, facilitînd şi surpăturile de la „odihna" treptelor, urmate de puternice emanaţiuni de metan.

2. Tăierea concomitentă a unor strate suprapuse. Într-o grupă de strate dispuse apropiat nu se vor organiza două abataje suprapuse. Aceasta este condiţia neapărată pentru asigurarea rezistenţei galeriilor.

Organizarea exploatării constă deci *nu în concentrarea unor puncte de exploatare apropiate, simultan în funcţiune şi transportul pe o singură arteră, ci punctele simultan în exploatare,* să fie situate la anumită depărtare între ele, în aşa mod ca fiecare să poată produce în cele mai bune condiţii de intensitate şi viteză mare de înaintare.

Privind exploatarea zăcămintelor groase de cărbuni se poate constata că din cauza diferenţelor naturale a stratelor de mare grosime, chiar dacă ar fi posibilă, totuşi nu a fost găsită o soluţie generală în metoda de exploatare, aşa cum pentru stratele subţiri este abatajul pe front lung.

Cea mai mare grosime de strat extras într-o singură felie de la culcuş la acoperiş s-a dovedit a fi în U.R.S.S. 12 m la înclinare mare,

cu scut. In Franţa la exploatarea stratelor foarte groase într-o singură felie sînt practicate metodele cu înmagazinare, pentru înlocuirea cărora sînt propuse felii orizontale de 2,4 m înălţime.

La Congresul minier din St. Etienne şi Paris 1955 au fost formulate concluzii, conform cărora, grosimea cea mai mare de zăcămînt, care *în condiţiuni obişnuite* poate fi exploatată rentabil de la acoperiş la culcuş, rămîne în *jurul a 2,3 pînă la 3,8 m.* La grosimi mai mari — cu scutul Cinakal sau cu înmagazinarea substanţei, rămîne greu de înlăturat pericolul de foc prin autoaprindere şi pierderi mari.

Diferitele păreri privind *„feliile înclinate sau orizontale"* conduc la concluzia că ambele subdiviziuni ale unui zăcămînt de mare grosime sînt şi astăzi în echilibru numeric. Insă, nimeni dintre cei care utilizează feliile pe înclinare şi în care aplică metode de exploatare cu front lung, nu s-a gîndit să treacă la feliile orizontale. Invers, din studiul cazurilor de exploatare prin felii orizontale, şi în aceste cazuri se încearcă după posibilitate, introducerea frontului lung sau o tranziţie spre metoda cu felii înclinate.

Extragerea din zăcămînt

In Franţa o treime din producţie este extrasă prin împuşcare, în parte exclusiv, în parte în combinaţie cu procedee mecanice. Imbunătăţiri esenţiale au fost realizate în privinţa explozivilor antigrizutoşi şi cu siguranţa mărită în atmosfera cu praf de cărbune, ceea ce a redus mult numărul accidentelor. Aşa s-a ajuns la fabricarea unor explozivi cu rezultat moderat al împuşcării, acordîndu-se mai puţină importanţă caracteristicilor tehnic explozive şi mai multă, rezultatelor încercărilor cu explozivi în condiţiuni comparabile cu realitatea.

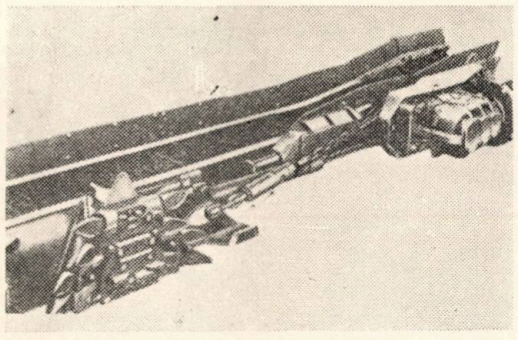


Fig. 7. *Plug de cărbune montat pe rama transportorului*

In unele mine europene a fost încercat cu succes cartuşul Armstrong care a corespuns bine mai ales la exploatarea stratelor groase.

Mărirea vitezei de înaintare a fronturilor de lucru în abataj înseamnă ridicarea productivităţii totale pe mină şi în unele mine prin realizarea a *patru sau chiar cinci făgaşe zilnic* s-au obţinut creşteri ale productivităţii pe mină de la 1150 kg în anul 1949, la 1950 kg în anul 1954.

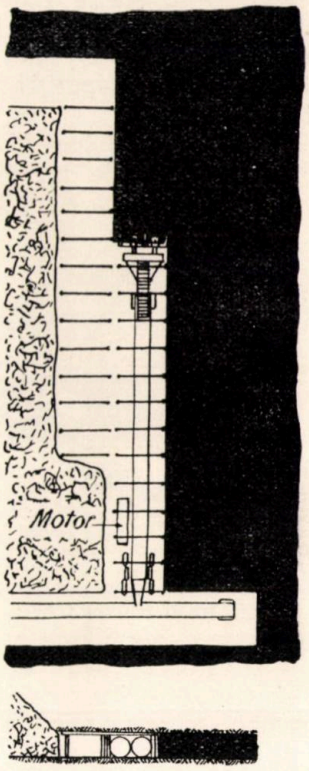


Fig. 8. *Abatajul cu combina tip Joy*

Maşinile de extragere şi încărcare lucrează continuu sau ciclic. Intre cele cu acţiune continuă şi semicontinuă *maximum de productivitate a fost realizată cu plugul de cărbune.*

Extragerea prin aşchiere în abataje cu front scurt (40—50 m), însă cu tendinţa de lungire a acestuia, a arătat o reducere a preţului de cost prin utilizarea screperului aşchietor (fig. 7).

Extragerea prin aşchiere aduce în discuţie diversele tipuri de pluguri statice sau dinamice la care însă *problema principală rămîne mecanizarea susţinerii.*

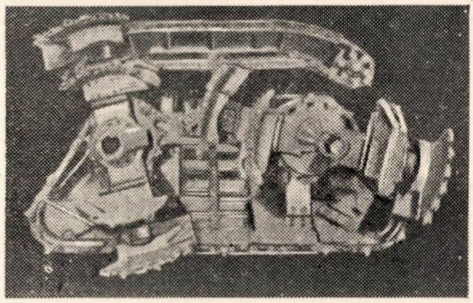


Fig. 9. *Capul tăietor al combinei Joy*

In cărbunele moale, plugul şi-a găsit multiple aplicaţii în strate cu grosime şi înclinare diferită.

Domeniul de aplicare al plugului poate fi

încă mărit cu progresul tehnicii, fiind posibile înaintări zilnice mari.

In al doilea rînd sînt havezele moderne care trebuie să fie puternice (60 pînă la 80 CP) cu braţe tăietoare multiple, lungi de la cîţiva decimetri pînă la cel mult un metru, viteză de tăiere mare şi dispozitiv de evacuare a produsului.

Nu mai este vorba de o haveză în înţelesul actual al cuvîntului, ci de un dispozitiv de *extragere-încărcare,* combină care parcurge de

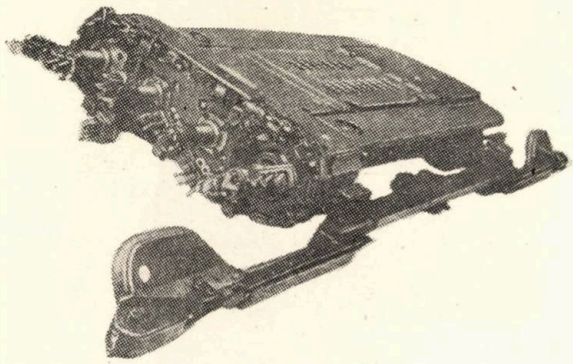


Fig. 10. *Combina UKT*

mai multe ori frontul de lucru în timpul unui schimb.

Actuala haveză cu cap tăietor circulînd pe dispozitivul de transport este un pas pe drumul spre această maşină potrivită extragerii cărbunilor tari.

Sînt corespunzătoare maşinile care lucrează pe înclinare, tăind pe fronturi de 3 m lăţime.

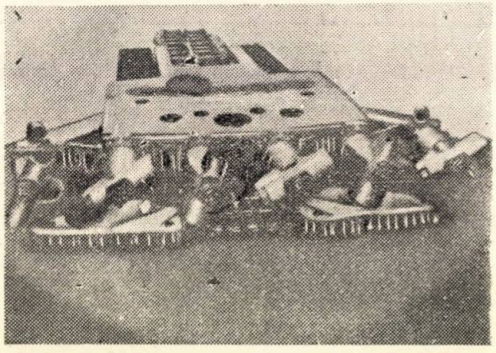


Fig. 11. *Combina Clevland Rock Drill*

Ele se mişcă cu forţă proprie în spaţiul excavat, descendent sau ascendent. In această categorie putem considera atît combinele de tip Joy (fig. 8—9) cît şi combinele UKT şi Cleveland Rock Drill (fig. 10—11) pentru înclinări mici şi medii.

La înclinare mică şi medie cărbunele poate fi transportat fie pe un dispozitiv alăturat, aşezat pe înclinare de-a lungul frontului sau înapoia maşinii pe un transportor cu prelungitor.

Asemenea agregate trebuie să fie mobile, uşor adaptabile şi uşor de deservit.

Maşinile grele cum sînt cele de tip „Dosko" nu vor putea fi utilizate cu succes în minele adînci şi în strate cu deranjamente tectonice, ci vor fi utilizate mai ales maşini şi dispozitive

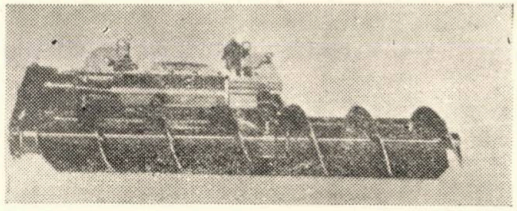


Fig. 12 *Inichar — dispozitiv de încărcare pentru front scurt*

uşoare, de tipul căruciorului de extragere şi încărcare „Inichar" cu ajutorul căruia se poate lucra într-un front de abataj prin atacare din mai multe puncte, cum ar fi de exemplu, din două părţi ale unei sărituri (fig. 12)

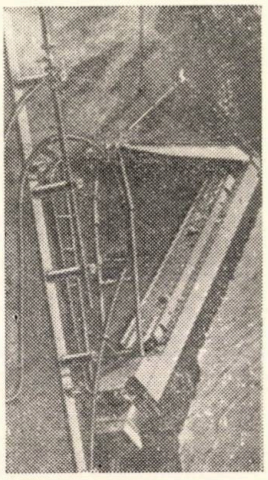


Fig. 13 *Haveza KKP.—1*

In strate cu înclinare mare, maşinile de extragere trebuie să lucreze în spaţiul excavat de ele lucrînd descendent, maşini de tipul KKP-1 sau cea construită de firma Eickhoff care permite

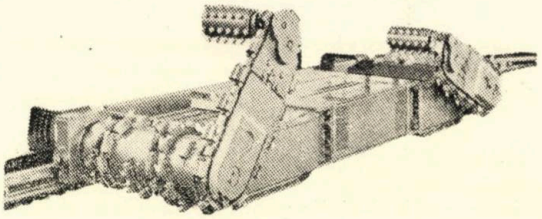


Fig. 14. — *Haveza Eickhoff cu tamburi mobili*

aşezarea susţinerii imediat după trecerea maşinii (fig. 13--14).

Front lung sau abataje cameră

Din cauza marei pierderi de substanţă s-a ajuns la concluzia că *abatajul cameră nu poate*

fi superior frontului lung mai ales în urma progresului mecanizării în diferite înclinări. Abatajul cameră rămîne superior în porţiunile de zăcămînt cu contur neregulat şi pînă la adîncimi de 500—600 m, care se consideră limita acestei variante.

Incercările făcute în minele de cărbune brun din Austria şi Bavaria Superioară în trecerea de la abatajele cameră la frontul lung, după încercări cu fronturi scurte, s-a dovedit că numai frontul lung de 200 m cu dirijare prin surpare, bine condus, a atras după sine o îmbunătăţire a situaţiei.

Tehnica minieră europeană a căzut de acord că abatajul cameră se loveşte de greutăţi crescînde cu creşterea adîncimii de exploatare, însă nu adîncimea în sine cauzează aceste greutăţi ci condiţiunile geologice (tectonica rocilor înconjurătoare).

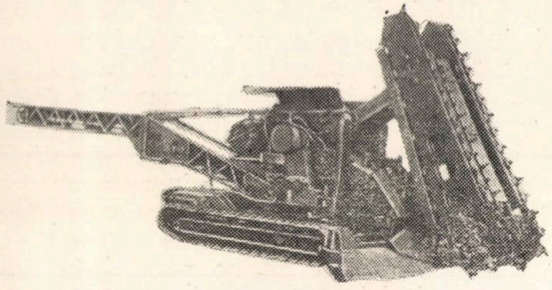


Fig. 15. *Combina de săpare PK-2 m.*

Aproape întreaga producţie de cărbune a Statelor Unite este realizată în subteran. Aici datorită condiţiunilor geologice favorabile, se merge pe alt drum decît în Europa şi anume cu echipe puţin numeroase, care deservesc maşini cu mare productivitate. Printr-o raţionalizare extinsă se reduce mult efectivul din abataj, ceea ce contribuie la ridicarea productivităţii pe mină.

Succesul se datoreşte în mare parte celor două tipuri de haveză cu acţiune continuă şi anume prin lucrul ciclic cu Continuous Miner în abatajul cu frontul pe direcţie, sau cu haveza Colmol, cunoscute din articolul „Tehnica nouă în domeniul mecanizării tăierii şi încărcării în abataj". (Revista Minelor nr. 10/1956).

Aceste maşini de extragere şi încărcare au condus la o îmbunătăţire a susţinerii, care prin *ancorare* lasă maşinilor mari şi moderne mai multă libertate de mişcare.

Pentru că transportul este de obicei elementul strangulant, după multe încercări s-a ajuns la construcţia benzii de transport prelungitoare care asigură maşinilor de extragere cu acţiune continuă, un mare avantaj faţă de havezele obişnuite.

Prin mecanizarea complexă a extragerii cărbunelui au ajuns unele mine din străinătate la productivităţi totale — mină şi suprafaţă — *de la 3,7 t în 1917 la 8,5 t în 1954* şi se tinde la 10 t în 1957.

Aşchierea sau geluirea s-a dovedit a fi aplicabilă în strate foarte subţiri cu cărbune tare (0,28 m) dovedind ridicarea productivităţii pînă la 5 ori faţă de extragerea manuală. Ea a găsit un răsunet general în exploatările miniere şi mai ales prin faptul că pretinde un compartiment liber de numai 0,7 m, ceea ce în orice caz este mai uşor de realizat.

Problemele asupra fronturilor lungi tratează mecanizarea extragerii la înclinări pînă la 40°

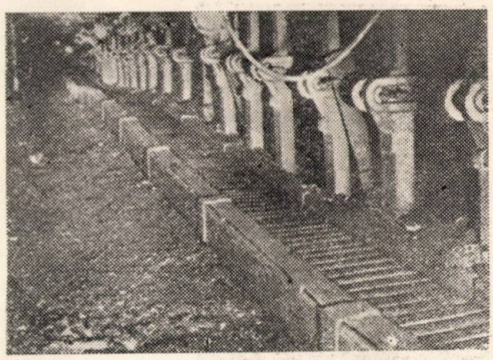


Fig. 16. *Transportor blindat în abataj cu front lung*

începînd cu trecerea la transportori frînă cu lanţ şi susţinerea metalică şi la extragere total mecanizată, prin tăiere.

Problemele fronturilor lungi sînt legate de combinele de săpare cu mecanizarea totală a săpării galeriilor şi suitorilor. In această categorie s-au dovedit ca foarte productive, în special combinele de construcţie sovietică, SBM—PK-2m— (fig. 15), pe lîngă unele construcţii ale industriei Vest Europene cu care s-au săpat pînă la 8 m pe schimbul de 8 ore, în lignit, cărbune brun sau roci omogene similare ca tărie.

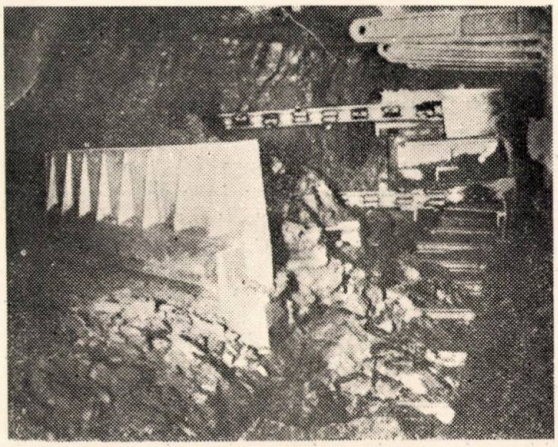
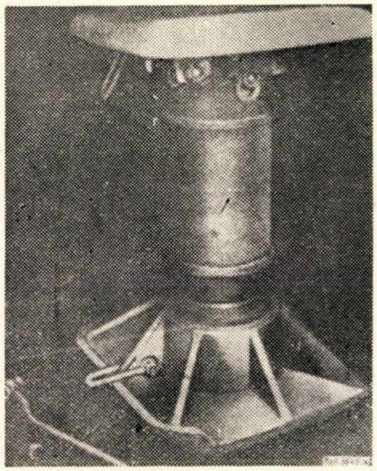


Fig. 17. *Front lung cu compartiment de lucru cu grindă în consolă.*

Transportoare ca scocurile oscilante utilizate iniţial şi vitezele reduse ale vechilor haveze, limitau productivitatea abatajelor şi lungimea fronturilor de lucru. Trebuie relevat ca foarte corespunzător *transportorul blindat* (fig. 16) de

construcție scundă și mare productivitate, a cărui calitate principală este de a se adapta schimbărilor de înclinare ale zăcămîntului. El este mutat prin răsturnare sau împingere — la împingere productivitatea fiind sporită cu 30%.



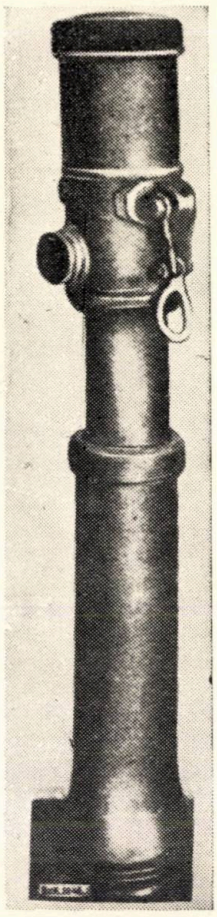


Fig. 18—19. *Stîlpi hidraulici Dowty cu suprafață portantă mare.*

Transportorul blindat cu traseu curbiliniu este menit ca în scurt timp să aibă o mare răspîndire, întrucît consumă jumătate din energia necesară transportorului cu lanț dublu, la care o bună parte din energie este transformată în căldură de frecare.

Transportorul blindat care fără o uzură exagerată și consum de energie poate urmări un traseu în curbă, împlinește toate cerințele unui abataj: al mașinilor de tăiere, al cărbunelui și chiar al rambleului. Un asemenea transportor se adaptează celor două categorii de combine și lucrează cu mai multe puncte de atac, adaptîndu-se chiar pentru extragerea cu explozivi.

În U.R.S.S., Anglia, Franța și Germania tehnica nu s-a mulțumit cu productivitatea normală a havezelor și s-a trecut spre mecanizarea totală a extragerii prin tăiere ca: tăierea cu braț curbat la havezele și combinele de diferite tipuri, sau excavatorul sfărîmător cu organe tăietoare ca ramurile de rădăcină. Aceste mașini presupun însă că produsul (cărbunele) se obține cu granulație suficient de mică spre a putea fi încărcat mecanic.

Succesele de pînă acum cu havezele și combinele au fost posibile în toate țările numai prin trecerea de la susținerea în lemn, la susținerea metalică, *cu compartiment de lucru fără stîlpi* (fig. 17).

Pretutindeni se trece de la brațul lung la brațul scurt de tăiere care, mai ales la acoperișul ușor friabil, face posibilă o tăiere reușită în compartimentul de lucru.

Promițătoare este și tendința de reducere a rîndurilor de stîlpi la două pînă la trei, în scopul stăpînirii acoperișului și reducerii depozitului de elemente de susținere.

Viteza de marș, actual considerată redusă, tinde a fi compensată prin funcționarea concomitentă a două haveze într-un abataj.

În privința mecanizării complexe a extragerii prin tăiere, au rămas încă unele chestiuni nerezolvate.

În U.R.S.S. și Franța au fost făcute încercări în diferite strate cu sondeze SG-1-2 și Auger Drill care execută găuri de mare dimensiune însă ca și în Anglia, emanațiile de gaz în găuri au fost atît de puternice încît a fost nevoie de o reconstrucție a mașinilor cu introducerea unui curent de aer prin mijlocul tijelor pentru aerarea suprafeței de perforare. Acest mod de extragere este privit ca economic pentru stratele subțiri dacă se poate evita coborîrea acoperișului.

Asupra încercării cu mașina Meco-Moore pentru tăiere și încărcare, aplicată în Anglia în stratele de deosebită tărie, la grosimi de strat de 0,9 pînă la 2 m au fost realizate productivități de 6,5 pînă la 12,3 tone, frontul de lucru fiind așezat perpendicular pe direcția fețelor de friabilitate (diaclaze).

Și aici ca și în alte mine europene a dat rezultate bune susținerea cu stîlpi hidraulici. În fine, între mașinile pentru extragerea mecanică prin tăiere se cunosc rezultate obținute cu construcțiile prevăzute cu trei suluri tăie-

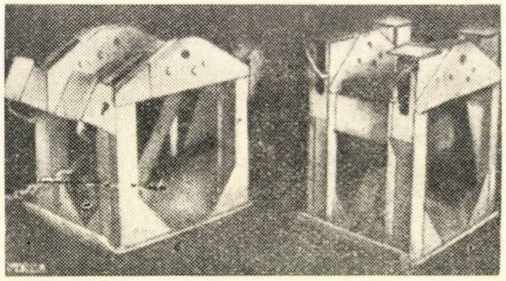


Fig. 20. *Ramă mecanică transmutabilă*

toare care aplicate în strate de 4 pînă la 5 m grosime lucrează prin frezare totală în două felii, cu bune rezultate în ceea ce privește puritatea produsului.

Se poate spune că mecanizarea abatajelor a ajuns momentan la o cotitură, deoarece mașinile de extragere și încărcare (combinele), con-

struite pînă acum cîtva timp, sînt prea slabe şi rigide, iar susţinerea fronturilor lungi nu este corespunzătoare pentru stăpînirea şi dirijarea acoperişului. Maşinile trebuie construite cu dimensiuni mai reduse, ele trebuie să fie uşor mobile şi adaptabile condiţiilor locale.

Susţinerea abatajului

Expresia *susţinere* trebuie să fie înţeleasă ca o noţiune cumulativă de procedee utilizate în scopul de a susţine, de a stăpîni acoperişul. Aici trebuie să deosebim:

— Susţinerea provizorie în frontul de lucru, mutată zilnic o dată cu înaintarea fronturilor de lucru.

— Susţinerea definitivă, în spaţiul dinapoi al abatajului constînd din rambleu total sau parţial, sau material prăbuşit din acoperiş.

Susţinerea provizorie, nu poate rezista mişcării generale a stratificaţiei. În spaţiul exploatat şi în jurul acestuia, acoperişul şi culcuşul se apropie unul de altul în mişcare de nestăpînit. Mărimea şi extinderea acestei mişcări depinde de condiţiile naturale ale rocilor şi ale abatajului. Susţinerea provizorie se adaptează acestei mişcări, îi opune rezistenţă, dar şi cedează în mod corespunzător. Această rezistenţă necesară a susţinerii este aproape imperceptibilă dar totuşi modificată cu creşterea adîncimii.

În orice caz caracteristicile rocilor înconjurătoare au un rol însemnat. Ele se modifică cu adîncimea şi opun stîlpului o rezistenţă la pătrundere, inferioară rezistenţei stîlpului. Astfel se produce ştanţarea şi sfărîmarea rocii cu transformări adînci în coeziune şi compactitate. De aceea este necesar ca feţele de sprijin, de la acoperiş şi culcuş ale elementelor susţinerii să fie cît mai mari.

Chiar pentru adîncimi mici nu s-a căzut încă de acord ce *rezistenţă portantă minimă* să aibă stîlpii de oţel, spre a susţine bine acoperişul. Rezistenţa portantă de 40 tone stabilită oarecum la discuţiile internaţionale asupra presiunii miniere în 1951 la Lüttih pare a fi exagerată.

În decurs de mai mulţi ani, VNIMI a cercetat manifestările presiunii rocilor în minele din Kuzbass în legătură cu aplicarea metodei de exploatare cu rambleerea spaţiului exploatat determinînd cu această ocazie caracterul presiunii exercitate asupra susţinerii în cazul exploatării cu felii orizontale şi înclinate.

S-a constatat că la extragerea feliilor în ordine descendentă, zona presiunii exercitate de acoperiş asupra masivului de rambleu se află la distanţă de 8—12 m, mai sus de felia în exploatare şi nu provoacă o creştere pronunţată a presiunii rambleului asupra susţinerii din frontul abatajului. Această presiune nu depăşeşte 20—25 t/m². Susţinerea în abatajele din felii este supusă la o încărcare constantă şi de aceea poate fi rigidă.

Dacă acoperişul este mai moale, el se şi surpă uşor şi prin urmare la coborîre, trebuie să fie susţinut în mod uniform. *Uniformitatea şi continuitatea sarcinii portante sînt primele caracteristici ale susţinerii şi stau mult înaintea mărimii sale. Din nenorocire la mulţi din stîlpii cu fricţiune sîntem mult departe de scop* deoarece aceştia prezintă o mare variaţie în diagrama : sarcină cedare, ceea ce conduce la prezenţa punctelor tari care distrug coeziunea rocii şi puncte moi care provoacă încovoierea acoperişului.

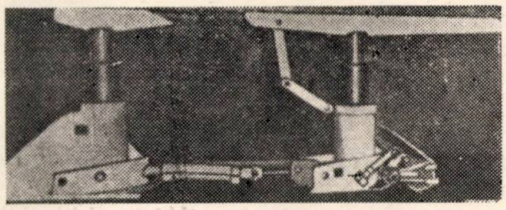


Fig. 21. *Stîlpi hidraulici tandem-păşitori*

Practica arată că stîlpii metalici cu sarcină portantă medie dar mai uniformă şi mai continuă, independent de atenţia minerului, dau cele mai bune rezultate. Se stabileşte chiar că anumiţi stîlpi cu pană de lemn, care sînt prea slabi, dau final mai bune rezultate decît mulţi stîlpi mai puternici şi mai complicaţi. Cedarea exagerată oferă avantajul unor sarcini egale suportate de fiecare stîlp.

Susţinerea hidraulică ale cărei elemente au o sarcină portantă uniformă de 20 tone asigură acoperişul mai bine decît stîlpii cu sarcină portantă mai mare, dar variabilă. Utilizarea presiunii hidraulice în susţinerea minieră, prezintă avantaje mai ales în construirea susţinerii autotransmutabile.

Încercări mult mai încurajatoare au avut loc în U.R.S.S., Franţa şi Anglia în fronturi de lucru scurte — în jurul a 50 m — unde *toate lucrările de abataj sînt mecanizate: detaşarea şi încărcarea cărbunelui cu plugul, evacuarea cu transportorul, mutarea transportorului cu corpuri hidraulice,* care asigură totodată şi *mutarea stîlpilor hidraulici,* cuplaţi în serie cîte doi, *răpirea jugurilor şi suportarea acoperişului.*

Toate mişcările elementelor susţinerii sînt conduse automat din galeriile de exploatare, folosind una sau două pompe hidraulice, care pot produce presiuni de 80 pînă la 240 kg/cm², corespunzătoare sarcinii ce trebuie suportată de stîlp, adică corespunzător proprietăţilor rocii înconjurătoare. Picioarele şi capetele acestor stîlpi sînt larg dimensionate spre a nu pătrunde în roca înconjurătoare (fig. 18—19—20).

Susţinerea păşitoare va putea fi mai uşor introdusă în stratificaţie normală decît maşinile de extragere şi va fi sigur unul din cele mai frumoase aporturi la realizarea tehnicii miniere, aplicabil cu deosebire la *extragerea mecanică prin aşchiere cu şpan de mică grosime* (fig. 21).

Susţinerea rigidă nu este adecvată, întrucît *o apropiere a acoperişului de culcuş cu 20 pînă la 40% este de neînlăturat.* Trebuie să apelăm la o susţinere oarecum elastică, susţinînd suficient acoperişul spre a opri exfolierea stratificaţiei : *susţinerea trebuie să permită o coborîre simultană cu coborîrea rocilor* adiacente şi în acelaşi timp *să menţină compactitatea iniţială a rocilor care în acest mod devin o parte a susţinerii.*

Susţinerea trebuie să înainteze mecanic şi să ducă cu sine şi conducta de rambleu pneumatic, sau banda de transport pentru rambleul mecanic.

Dacă se utilizează o maşină pentru deplasarea susţinerii, care va circula în abataj, aceasta va uşura supravegherea şi conducerea modului de lucru al plugului, dar va putea ajuta şi transportul de material în abataj şi chiar circulaţia.

Susţinerea cu cadre acţionate hidraulic şi maşina pentru deplasarea lor pare să corespundă în abatajele cu acoperiş slab sau cu accidente tectonice, deoarece poate sprijini mai bine şi mai uniform acoperişul, decît susţinerea obişnuită actuală, uşurînd şi transportul materialelor şi uneltelor, la punctul de accident tectonic de unde urmează a se lucra manual.

În minele de cărbuni ale Statelor Unite au o utilizare crescîndă maşinile de extragere cu acţiune continuă, cu care, în condiţiile excepţional de bune şi uşoare ce caracterizează aceste exploatări, se realizează mari productivităţi.

Combine conduse automat de tipul Carbide Miner care lucrează cu succes în abatajele la zi, cu anumite modificări, se crede că ar putea corespunde şi în subteran. Avantajul principal al acestui agregat constă în neîntrerupta extragere şi transport al cărbunelui şi mai ales în aceea *că abatajele sînt fără oameni.*

Dirijarea acoperişului, arată o intensificare a metodei cu rambleu uscat. La exploatarea ascendentă în felii predomină rambleul pneumatic şi întotdeauna felia ultimă, adică aceea de sub acoperiş, la feliile înclinate se exploatează cu surparea acoperişului. Ca maşini pneumatice au rămas vechile tipuri cu productivităţi corespunzătoare.

La exploatarea ascendentă în felii, orizontale sau înclinate, predomină rambleul pneumatic cu excepţia ultimei felii — aceea de sub acoperiş — care se exploatează cu dirijare prin surpare.

Aşezarea rambleului cu screperul este mai rar utilizată (în Sardinia), iar rambleeajul hidraulic este aplicat sporadic, pentru evitarea sau izolarea focurilor de mină.

Minele iugoslave arată preferinţa pentru rambleul pneumatic.

În stratele ce se exploatează într-o singură felie — de la culcuş la acoperiş —, acolo unde roca din acoperiş permite, se aplică dirijarea prin surpare.

Transportul pe galeriile principale. În minele cu mare extindere, problemele transportului sînt de mare însemnătate.

Deosebim :

— transportul în abataj discutat mai înainte şi a cărui sarcină generală este de a aduce materialul util pînă la puţul orb sau planul înclinat, în ale căror silozuri este răsturnat şi condus la orizontul de transport ;

— transportul principal care se desfăşoară numai în galeriile săpate în steril.

Din cauza distanţelor între puţurile de extracţie şi abataje, care în unele mine (belgiene) ating 6—7 km, se pare că transportul continuu, cu benzi şi alte transportoare este exclus, rămînînd numai transportul pe cale ferată.

Reţeaua de galerii de transport. Ţinînd seama de presiunile mari ale rocilor, galeriile au dimensiuni reduse (minime) admise de gabaritul utilajului şi aeraj. În cele mai multe cazuri secţiunea este circulară şi susţinută cu blocuri de rocă sau beton. Această susţinere cuprinde astăzi 55% din galeriile principale ale minelor organizate.

Secţiunea utilă a galeriilor trebuie să corespundă pentru linie dublă, pentru a asigura un transport intens într-un număr cît mai redus de galerii. Galeriile au deschiderea de la 4 la 4,80 m, ecartamentul căii 60—70 cm cu şine de 32 kg/m.

Siguranţa contra focurilor şi emanaţiilor gazului de mină formează probleme care preocupă tehnica minieră actuală.

În anii 1952—1954, Institutul VNIMI a urmărit manifestarea presiunii rocilor la minele cu erupţii de cărbune şi gaze. S-a determinat rolul pe care îl joacă presiunea rocilor la producerea erupţiilor şi la preîntîmpinarea lor. S-au făcut cercetări în 10 sectoare din diferite mine, în strate care prezintă şi în strate care nu prezintă pericol de erupţie, precum şi în condiţii de laborator — pe modele. Toate aceste lucrări au fost efectuate paralel cu cercetările altor institute după un plan unic, elaborat de Academia de Ştiinţe a U.R.S.S. şi Ministerul Industriei Cărbunelui al U.R.S.S.

Prin lucrările VNIMI s-a determinat mecanismul acţiunii de protecţie a straturilor situate în acoperişul sau culcuşul stratului exploatat şi care prezintă pericol de erupţie. După cum au arătat cercetările, în faţa abatajului din stratul de cărbune în exploatare şi în rocile înconjurătoare se propagă unda presiunii de reazem mărită, care deformează masivul. Fisurarea cărbunelui din cauza presiunii şi destinderea lui ulterioară la extragerea stratului protector asigură condiţii pentru degazarea cărbunelui şi, în consecinţă, se elimină pericolul producerii de erupţii în stratul degazat. Pe baza acestor rezultate, Institutul a elaborat indicaţii concrete privind distanţa pe normală

dintre strate şi a decalajului fronturilor de lucru, elemente care măresc securitatea la producerea erupţiilor, precum şi o serie de alte recomandări pentru preîntîmpinarea erupţiilor.

Din studiile întreprinse reiese că emanaţiile violente survin în fronturile de lucru de deschidere şi pregătire ca şi în abataje, acolo unde frontul de abataj rectiliniu este părăsit şi se introduc fronturi scurte, în trepte sau subetaje scurte.

Împuşcarea în cărbune şi ruperi cu explozivi în roca înconjurătoare se execută *numai la sfîrşitul schimbului* de lucru.

În pauză, între schimburi se află în mină numai foarte puţini oameni şi anume în *camera de împuşcare* situată în curentul de aer proaspăt. Aceştia stabilesc legătura telefonică cu un post seismic de la suprafaţă şi anunţă momentul exploziei. Elemente piezo-electrice aşezate în abataj transmit vibraţiile primite prin cablu special, la postul de la suprafaţă.

O erupţie de gaz se exprimă printr-un al doilea şoc, produs la un interval de secunde mai tîrziu şi după dimensiunile erupţiei şocul durează mai multe secunde, pînă la minute. Asupra acestui fenomen sînt încunoştiinţaţi oamenii din camera de împuşcare.

Prin marele număr de asemenea măsurători de precizie executate zilnic în cursul anilor, a fost obţinut succesul considerabil că în asemenea cazuri, erupţiile de gaz n-au mai avut caracterul unei puteri naturale incalculabile.

Temperatura rocii înconjurătoare şi necesarul de aer. Debitul de aer calculat iniţial numai pentru crearea unei atmosfere respirabile în exploatare a fost mărit intens pentru reducerea temperaturii şi combaterea gazului de mină. Emanaţiile gazului de mină cresc cu viteza de înaintare a abatajului dar totodată şi cu adîncimea.

Astăzi se pretind pentru minele cu emanaţii reduse de metan un debit minim de 30—40 litri aer/s şi tonă de cărbune extras zilnic, ceea ce corespunde cu 3 pînă la 4 tone aer pentru fiecare tonă produs extras.

Deschiderea zăcămintelor situate la mare adîncime pretinde o reverificare a acestei norme. Într-o lucrare a Institutului de Igienă Minieră au fost determinate debitele minime de aer necesare anihilării căldurii de exploatare dacă temperatura medie anuală a curentului de aer emanent măsurat cu termometrul umed nu depăşeşte 28°C. De fapt aceste valori minime sînt deja depăşite în unele mine adînci din Belgia cum este cazul la mina Les Liegeoise şi mina Rieu-du-Coeur, la care raportul este 6 tone aer pentru o tonă cărbune. La aceste mine există instalaţii de răcire artificială a aerului, pentru îmbunătăţirea climatului minier. Oricît de mare ar fi cîştigul în frigorii, prin răcirea artificială rămîne totuşi o sarcină permanentă a aerajului de a elimina cea mai mare parte a caloriilor din minele adînci. *Proiectanţii minelor trebuie să aibă grijă ca rezistenţa la aeraj să devină minim posibilă.*

Din acest punct de vedere puţurile joacă un rol important întrucît nu rar, la minele adînci, numai puţurile consumă mai mult decît jumătate din depresiunea realizată prin ventilatoare. (În minele de aur Sud Africane puţurile consumă 80% din depresiunea ventilatoarelor). În acest domeniu sînt de aşteptat încă mari progrese prin scheme de aeraj raţionale, susţinerea cu rezistenţă redusă pentru aeraj şi alte măsuri prin care pierderea de depresiune a circuitului să scadă.

Surse de căldură şi umiditate. Toţi aducătorii de căldură şi umiditate trebuie să fie îndepărtaţi din puţurile de intrare şi de prin galeriile de adîncime a aerului, pentru ca puterea de răcire a aerului să fie menţinută cît mai mare posibil pînă la abataj. Aceasta ne obligă la revizuirea problemei generale a aerajului minelor adînci. În afară de inevitabila încălzire şi umezire prin autocomprimare, radierea rocilor şi umiditatea acestora, mai intervin încă o serie de izvoare de căldură şi umiditate. Acestea sînt legate de transportul cărbunelui în puţuri şi în galeriile de aducţiune a aerului, de oxidarea prafului cu conţinut de cărbune în aceste spaţii ale minei, de căldura emisă la locomotive şi maşini şi de radierea şi umiditatea cărbunelui care este întins pe benzile de transport sau alunecă pe transportoarele descensoare.

Documentarea asupra diverselor cauze ale încălzirii aerului de mină este foarte redusă. De influenţa importantă a oxidării cărbunelui trebuie să fim convinşi, deoarece numai ea poate să explice marile cantităţi de căldură eliberate în diferitele abataje cu mult praf, sau cu cărbune ce reacţionează uşor. Oxidarea apare, aşa cum arată noile cercetări ale minelor de stat olandeze, atunci cînd încercăm să stabilim bilanţul de căldură al puţului de extracţie. Această cercetare stabileşte pentru un tronson de puţ de 272 m un aport de căldură de 11 500 kcal/min care se poate explica numai prin oxidarea lentă a prafului de cărbune depus pe pereţii şi utilajul puţului.

În ceea ce priveşte cedarea de căldură din cărbunii întinşi pe benzile de transport chestiunea este cunoscută tuturor acelora care prelucrează condiţiile de aeraj în minele adînci. Din compararea unui mare număr de măsurători executate în galerii pe strat, în timpul schimbului de producţie, rezultă că creşterea entalpiei curentului de aer într-o galerie cu transport pe bandă, este cu 50% pînă la 100% mai mare decît într-o galerie tot de transport la acelaşi orizont însă cu vagonete. Aerul introdus şi cărbunele extras se scurg în sensuri contrarii între abataj şi puţ şi reprezintă un schimb de căldură de mare randament.

O îmbunătăţire simţitoare a aerajului în abataj s-ar realiza prin transportul cărbunelui în acelaşi sens cu al curentului de aer, adică evitarea transportului prin puţurile şi galeriile de intrare a aerului. *Mişcarea producţiei în abataj de jos în sus şi menţinerea sensului curentului de aer astăzi generalizat ascendent, întîmpină greutăţi tehnice şi prin urmare soluţia va trebui căutată în inversarea curentului de aer. Astfel se ajunge la utilizarea orizontului de cap pentru intrarea aerului şi galeria de bază pentru curentul emanent şi transport, legate la puţurile de aeraj (emanent).* Din punct de vedere climatic această organizare ar prezenta şi alte avantaje:

— galeriile principale de intrarea aerului s-ar găsi la adîncimi mai mici adică în roci mai puţin calde;

— între săparea acestor galerii şi utilizarea lor pentru admisia aerului ar exista un interval de timp mai mare în care s-ar putea forma o manta de răcire care ar reduce schimbul de căldură.

Introducerea generală a mişcării descendente a aerului ar reduce simţitor plaga prafului din abataj deoarece praful produs prin transport n-ar mai circula antrenat prin abataj.

Inversarea aerajului *întîmpină desigur obiecţiuni privind prescripţiile de siguranţă şi nu poate fi recomandată în special minelor cu pericol de emanaţii de gaze.*

In orice caz de cele mai multe ori ar putea să fie corespunzătoare dacă se observă anumite reguli şi măsuri de siguranţă, cum ar fi:

— debit suficient;

— captarea gazului de mină prin găuri forate în acoperiş;

— utilizarea aerajului simplu liniar în abataje cu front lung pe înclinare, cu galerie de cap şi de bază fără fronturi oarbe şi fără puncte rău aerate.

Aerajul diagonal se recomandă insistent, deoarece puţurile de intrare a aerului sînt situate la limita cîmpului şi deci în apropierea abatajelor.

In concluzie, schema de aeraj a minelor va fi deosebită prin trei elemente principale:

— aeraj descendent în abataj, aeraj diagonal în puţuri de intrare la limita cîmpurilor şi puţurilor aspirante şi de extracţie în mijlocul cîmpului minier;

— debite mari de aer în puţuri şi galeriile de durată, unde mărimea curentului de aer are permanent o influenţă favorabilă.

Prin aplicarea captării şi aspirării metanului atît în scopul asigurării unor condiţii normale de lucru în abataje, pe lîngă mărirea vitezei de înaintare a frontului, cît şi pentru valorificarea acestei energii, s-a ajuns la debite de 150.000 m^3 metan aspirat zilnic şi folosit, fie în uzinele de gaz sau în turbine de gaz, pentru obţinerea curentului electric.

Trebuie remarcat că arderea metanului în focarele cazanelor de aburi ar reprezenta o mare risipă.

Gazificarea subterană a cărbunelui nu a ajuns încă într-un stadiu de funcţionare industrială care să ne poată da posibilitatea aprecierii rentabilităţii. Pînă astăzi a fost posibilă gazificarea în trei pînă la patru sute tone cărbune dintr-un strat de 1 m grosime plecînd de la două sonde, obţinîndu-se un gaz cu puterea calorifică de la 600 la 700 cal/m^3. Sînt însă speranţe promiţătoare pentru strate de cărbuni situate la mică adîncime, cu tectonică regulată, uscate şi cu conţinut ridicat în materii volatile. Pierderile mari îndreptăţesc aplicarea acestui procedeu numai pentru zăcămintele a căror exploatare subterană ar fi nerentabilă.

Exploatarea subterană a zăcămintelor de cărbuni prin hidromecanizarea operaţiunilor de tăiere şi transport este încercată pe scară industrială, Cuzbass şi Polonia promiţînd, în anumite condiţii de zăcămînt şi rocă înconjurătoare, rezultate economice satisfăcătoare.

Urmărind evoluţia tehnicii noi pe plan mondial şi continental european, putem susţine că tehnica minieră romînească a căutat, a activat şi a reuşit să se menţină la un nivel comparabil, natural în raportul rezervelor, al condiţiilor de zăcămînt şi al posibilităţii de adaptare cu realizările semnalate în ţările cu tehnică minieră dezvoltată.

Prin sarcinile de proiectare şi prin proiectele alcătuite pentru sistematizarea exploatărilor au fost luate în studiu toate fazele privind metodele de exploatare ale minelor în funcţiune şi ale celor care urmau a fi nou deschise.

Discuţiile adîncite, ce s-au purtat în cadrul consiliilor tehnice ale ministerelor de resort, au întărit şi mai mult caracterul nou şi oportun privind soluţiile aduse prin proiectare problemelor specifice zăcămintelor noastre de cărbuni, minereuri, sare şi alte substanţe minerale utile.

Prin proiectele de sistematizare s-au studiat şi propus soluţii importante cum sînt: mărirea lungimii fronturilor în abatajele dispuse pe înclinare şi cu înaintarea direcţională şi utilizarea combinelor şi havezelor; generalizarea în stratele foarte groase şi cu condiţii tectonice corespunzătoare a metodei în felii orizontale, cu front lung transversal şi înaintarea direcţională; lungirea fronturilor la abatajul în trepte răsturnate în cărbune; utilizarea pe scară largă a susţinerii cu stîlpi metalici şi stabilirea procedeului de dirijare a presiunii rocilor din acoperiş corespunzător condiţiilor locale;

organizarea unor exploatări la zi în zăcăminte de mare putere şi cu condiţii favorabile acestui gen de exploatare.

Pe plan mondial şi în special în ţările cu regim socialist se poate constata că: peste tot şi în toate categoriile de lucrări, începînd cu dimensionarea cîmpurilor miniere şi terminînd cu preţul de cost al produselor comercializabile, se pune accentul pe productivitatea muncii omului, care, nu mai joacă un rol de robot, muncile grele şi de mare volum fiind progresiv preluate de maşini şi mecanisme ajungîndu-se chiar la abataje fără mineri.

Dacă lăsăm la o parte mineritul din unele ţări, unde condiţiile geologice-miniere sînt atît de uşoare şi simple încît asigură productivităţi de neatins pentru condiţiile minelor noastre, putem urmări evoluţia tehnicii şi rezultatele ei în productivitatea realizată în ţările europene, care pînă acum cîtva timp se puteau considera fruntaşe în tehnica minieră — exceptînd tehnica minieră sovietică al cărei progres din ultimele decenii nu-şi găseşte precedent.

La adîncimi de exploatare de peste 750 m şi rapid crescînde, cu greutăţi de neînlăturat privind rezistenţa rocilor şi presiunea din jurul lucrărilor miniere, cu tectonică progresiv dificilă, cu temperaturi şi în general condiţii climatice şi de aeraj grele, minele de cărbuni din ţările care ne înconjoară, ca şi din celelalte ţări europene, au răspuns comandamentului de mărire a producţiei, prin mecanizarea operaţiilor grele sau de mare volum, prin raţionalizarea proceselor de producţie, prin ridicarea tehnicităţii executanţilor şi conducătorilor.

Revistele tehnice de specialitate publică periodic rezultatele economice realizate, pe măsura extinderii mecanizării, a îmbunătăţirii tehnologiei proceselor de producţie, a raţionalizării şi organizării muncii miniere, a automatizării funcţionării diverselor agregate mecanice, a rezolvării ştiinţifice a unora din problemele locale specifice. Pe baza datelor publicate se pot trage concluzii, asupra efectului aplicării tehnicii noi, concluzii ce pot servi stabilirii de noi directive în dezvoltarea continuă a mineritului.

Lipsa cunoaşterii cifrice a rezultatelor muncii minerilor şi a influenţei investiţiilor, consumate periodic pentru mecanizarea proceselor tehnologice, pentru uşurarea muncii fizice şi mărirea productivităţii acesteia, este prima cauză a dificultăţii efectuării unei temeinice analize tehnice şi economice a minelor, ale căror rezultate nu sînt totdeauna de natură să mulţumească nici conducerea lor tehnică şi nici vîrfurile tehnice ale ministerelor de resort, care au dat cea mai mare atenţie acestor probleme.

In fruntea mineritului carbonifer din R.P.R. este Valea Jiului. Se ştie că producţia acestor mine a crescut la dublu în perioada regimului de democraţie populară, graţie eforturilor bravilor mineri şi tehnicieni fruntaşi şi datorită marilor investiţii în utilaj şi lucrări miniere.

Se ştie tot atît de bine că minele din Valea Jiului luptă încă cu mari greutăţi, că ritmul producţiei se cere a fi mai regulat şi mai conform „planului", că există multe şi mari probleme încă nerezolvate, că nu peste tot şi nu totdeauna lucrările se desfăşoară mulţumitor.

Desigur planul de producţie este factorul organizatoric iniţial pentru ridicarea producţiei, reducerea preţului de cost şi creşterea productivităţii muncii.

Acest rol organizator se poate realiza însă numai dacă se iau în consideraţie toate condiţiile tehnice şi de producţie existente, dar şi cele ce s-au creat la mina respectivă în intervalul de timp planificat.

Pentru stabilirea volumului producţiei şi a indicilor tehnici pe o anumită perioadă, se adoptă ca bază indicatorii realizaţi anterior sau chiar mai ridicaţi şi de multe ori indiferent dacă condiţiile geologice miniere şi cele de producţie s-au schimbat sau nu în cursul perioadei.

Apare necesară o reorganizare a planificării, în sensul lărgirii atribuţiilor şefilor de combinate şi trusturi care să aibă posibilitatea revizuirii şi confirmării cifrelor de plan corespunzător situaţiei faptice, întrucît altfel „Planul" se poate realiza, însă în dauna raţionalului şi economicului, în dauna productivităţii viitoare.

In faţa cîtorva date statistice privind Valea Jiului se evidenţiază următoarele concluzii:

Dacă anii 1945—1947 au însemnat epoca de trecere la noua organizare a muncii, epocă în care datorită situaţiei moştenite, nu s-a putut vorbi de mărirea productivităţii muncii, în ultimii doi ani înaintea primului cincinal al R.P.R. (1948—1949) s-a produs o redresare.

Producţia Văii Jiului se ridică de la 1,5 mil. tone şi productivitatea de 845 kg în 1946 la 1,97 mil. tone şi 1,019 t productivitate în 1949, adică o creştere a producţiei cu 30% corespunzătoare ridicării productivităţii cu 32%, diferenţa dintre productivitatea „subterană" şi „total pe exploatare" menţinîndu-se la 20% atît în 1946 cît şi în 1949.

Începînd cu anul 1950 — primul an din întîiul cincinal — producţia creşte, depăşind în 1955 dublul faţă de 1946 şi cu 60% mai mult decît în 1949. Această creştere a producţiei antrenează însă o serioasă scădere a productivităţii şi anume: faţă de 1946 un minus de 12% la subteran şi de 20% la total exploatare, iar faţă de 1949 un minus de 30% la subteran şi 34% la total exploatare, scăderile adîncindu-se în fiecare an.

Urmărind cauzele, se observă că productivitatea în „cărbune" şi în „abataj" arată o situaţie similară (tabela 1).

Tabela 1

Productivitatea	1946 t.	1949 t.	1955 t.	1949/1946 kg.	1949/1946 %	1955/1946 kg.	1955/1946 %	1955/1949 kg.	1955/1949 %
Cărbuni (înaintări)	2,087	3,099	2,081	+292	10,4 %	— 76	3 %	—1018	32,8 %
Abataj	2,895	3,241	2,197	+346	12 %	—698	24 %	—1044	32,2 %
Subteran	1,057	1,298	0,933	+241	12 %	—124	12 %	— 365	20 %
Mină + supraf.	0,845	1,019	0,676	+174	20 %	—169	20 %	— 343	34 %

Scăderea productivităţii totale se datoreşte scăderii productivităţii în abataje şi analizînd situaţia anului 1954 (cu cea mai mică productivitate) se constată

Metode de exploatare	*Productivitate*
Abataje frontale orizontale	2,717 t/post
„ „ pe înclinare	1,566 „
„ în trepte răsturnate	2,232 „
Media în abataje frontale	*2,010* „
„ „ *cameră*	2,359 „

că diferenţa între media productivităţii abatajelor cameră şi a celor frontale este în dezavantajul celor din urmă, ştiut fiind că în mod normal şi în lumina rezultatelor anterioare din ţară şi din alte ţări ar trebui să fie invers.

De sigur aceasta se datoreşte lipsei minerilor calificaţi şi lipsei unei suficiente calificări a organelor de imediată supraveghere. Aici se simte lipsa maiştrilor şi conductorilor mineri cu experienţă.

Persistă însă o diferenţă de 400 kg în avantajul productivităţii abatajului frontal din feliile orizontale, care indică necesitatea extinderii acestei metode.

Privind însă dinamica repartiţiei producţiei pe metode de exploatare din ultimii doi ani, aceasta arată tocmai contrariul:

Repartiţia producţiei pe metodele de exploatare

	Frontale orizontale	Frontale pe înclinare	Trepte răsturnate	Camere	Pregătire
1954	18 %	19 %	7 %	50 %	6 %
1955	10 %	18 %	6 %	60 %	6 %

Cu investiţiile masive făcute în mecanizarea procesului de producţie — *combine, haveze, transportoare — şi susţinerea metalică — destinate în special abatajelor frontale — este de aşteptat ca proporţia numerică şi aportul abatajelor frontale să crească, fiind greu de presupus că situaţia geologică-minieră şi în speţă condiţiile de zăcămînt s-au schimbat atît de intens şi dezavantajos.*

Inceputul a fost făcut şi *de data aceasta de mina Lupeni* demnă purtătoare a drapelului de fruntaşă pe ţară şi este timpul să ne considerăm la începutul unei perioade de ridicare a eficienţei economice.

Scăderea înclinării stratelor pe măsura creşterii adîncimii în Valea Jiului, indică studierea din timp şi elaborarea unei noi metode de exploatare pentru stratul nr. 3 şi aici se poate folosi sugestia generală spre „felii înclinate", care ca şi celelalte abataje frontale pe înclinare, asigură o productivitate superioară „camerelor".

Problemele trebuie sezisate la timp, corect definite şi bine conturate, rezolvarea lor fiind prima grijă a întregului corp minier al ţării, de a cărui capacitate nu se poate îndoi nimeni.

Pentru minele de lignit care reprezintă valoric o fracţiune a Văii Jiului, au fost întocmite planuri de sistematizare şi sarcini de proiectare în care sînt prevăzute chiar ultimele realizări tehnice şi putem spune că ele sînt în perioada de adaptare la tehnica nouă, rezultatele concludente urmărind îndeaproape executarea investiţiilor şi rezolvarea unor probleme capitale încă în curs de studiu.

Din cele expuse se desprind următoarele:

— Tehnica nouă în mineritul mondial înregistrează noi şi mari progrese, traduse economic în mărirea productivităţii muncii prin tendinţa mecanizării totale.

— Cele mai importante mine de cărbuni ale noastre au de realizat o mare şi grea sarcină „ridicarea productivităţii" şi în parte, aceasta se poate realiza prin intensificarea abatajelor frontale care permit extinderea mecanizării unor principale operaţiuni din procesul de producţie.

— Este imperios necesară refacerea corpului de maiştrii mineri cu calificare superioară şi calificarea efectivului de muncitori cu păstrarea lor ca atare la exploatare.

— Este necesară publicarea periodică — trimestrială — a cifrelor reprezentînd rezultatele economice realizate în bazinele carbonifere şi în celelalte regiuni miniere, care va contribui la stimularea întrecerii pentru ridicarea acestora.

— Printr-o strînsă colaborare între institutele de ştiinţă şi tehnică, institutele de cercetări şi cele de proiectare cu tehnicienii din producţie, trebuie studiate şi adoptate metodele, procedeele şi utilajul de exploatare potrivit condiţiilor specifice locale.

Acest utilaj trebuie îngrijit şi condus de oameni calificaţi, care să cunoască atît maşinile şi mecanismele cît şi condiţiile de zăcămînt în care ele sînt puse să funcţioneze, adică la maşinile corespunzătoare, personalul corespunzător.

— Institutele de ştiinţă şi cele de cercetări să adîncească problemele ce premerg schimbării actualelor condiţii de lucru prin studiul factorilor variabili şi funcţie de adîncimea crescîndă a minelor — săpare, susţinere, abataj, aeraj etc. — iar institutele de proiectare, urmărind evoluţia tehnicii miniere şi în adîncă cunoştinţă a condiţiilor locale, de comun acord cu conducerea exploatărilor să propună şi să urmărească introducerea metodelor de exploatare cele mai potrivite din punct de vedere tehnic şi economic.

— Producţia de cărbuni şi mineritul în general este una din primele probleme de stat, care stă la baza construirii industriei socialiste. Acei care conduc direct exploatările miniere, acei care cercetează, studiază şi proiectează condiţiile tehnice în care se dezvoltă mineritul nostru, ca şi acei care pregătesc cadrele necesare întreprinderilor şi instituţiilor cu caracter minier, trebuie să cunoască în mod documentat evoluţia tehnicii miniere pe plan internaţional. Pentru aceasta Ministerul Minelor este chemat să obţină pentru tehnicienii acestor instituţii posibilitatea călătoriilor de studii şi documentare în ţările în care sînt semnalate progrese tehnice sau realizări noi în domeniul mineritului.

Pentru a putea împlini sarcinile ce le revin, mai este obligatorie punerea instituţiilor amintite şi a cadrelor ce activează aici, în condiţii de lucru corespunzătoare, cu aparataj şi mijloace moderne şi suficiente, aşa cum există în ţările socialiste cu tehnică înaintată, pe lîngă o perfectă şi nu discriminatorie colaborare între toate instituţiile cu caracter minier şi departamentele de resort deoarece cu toţii urmărim acelaşi scop „realizarea unei adevărate şi eficiente tehnici noi în R.P.R.“.

Bibliografie

1. *Baranovsky V. I.* şi *Topciev A. V.:* Metode de prevenire a erupţiilor de cărbune şi gaz. Ugol, 8—1955.
2. *Beleţev T. N.* şi *Lipkovici S. M.:* Exploatarea cu stîlpi lungi la minele din Stalinugol. Ugol, 4—1955.
3. *Benthaus Fritz:* Das Berechnen der wirtschaftlichsten Grösse von Schacht baufeldern Gluck Auf 92 (1956), S. 8—38.
4. *Bocikarev V. G. şi Panov A. D.-VUGI:* Problemele curente în susţinerea cu stîlpi metalici a abatajelor cu front lung. Ugol, 3—1955.
5. *Boryczko W.:* Uberlegungen uber die gunstige Grösse neuer Steinkollengruben. Przeglad Gorn, Kat. 5 (1949), S. 278/84.
6. *Cernov I. E.:* Extragerea în felii cu scut a straturilor groase din Kuznetk. Ugol, 10—1955.
7. *Dubinski M. I.:* Despre ultimele lucrări ale Institutului de cercetări ştiinţifice pentru cărbune în Doneţ, Ugol, 8—1955.
8. *Fripiat J.*. Rapport sur les travaux de 1954 de l'Institut National des Mines a Frameries-Paturages. Ann. min. Belg. 1955, nr. 4, K.S. 585/623. Die Arbeiten der belgischen Versuchsstrecke.
9. *Forstmann R.:* Auftreten und Bekampfung von Schlagwettern im Abbau. In: Vortagsveranstaltung der Hauptausschusse fur Forschungswesen des Bergbau-Vereins in Essen am 30. Oktober 1940. Essen: Verlag Gluckauf, 1940, S. 121/50.
10. *Fritzsche H.:* Heutiger Stand und Zukunftsmoglichkeiten der Wetterkuhlung in heissen Gruben. Gluckaf 76 (1940), S. 148/57, 167/74 und 181/89.
11. *Galcev I. G.:* Comanda de la distanţă a mecanismelor din abataj.
12. *Heyn Alfred:* Nene Meglichkeiten der Steuerung des Westfalia-Aubauhobels. Gluck-Auf 92 (1956), S. 491/497.
13. *Koeppen Hans:* Grosschachtanlagen. Zur Frage der günstigsten Betriebsgrosse. Gluckauf 88 (1952), S. 943/56, s. bes S. 953/56.
14. *Kostin D. I.:* Rezultatele încercărilor secţiilor experimentale ale susţinerii hidraulice cu elemente G.K.-1. Ugol, 6—1955.
15. *Merkel Heinz:* Betriebsetfahrungen mit dem Continuuous Miner. Gluckauf, 92 (1956), S. 1/8.
16. *Patteisky Karl:* Der verschieden Grad der Grubengasführung einzelner Gebirgsschollen. Bergbau-Rdsch., 4 (1952), S. 561/67.
17. *Repetzki-Sander, Kuhn-Passmahi-Abramski:* Abschliessender Ruckblick auf die Frchtagungen des Bergbaukongresses in St. Etienne und Paris, 1955.
18. *Rezetarov G. P.:* Forarea găurilor de drenaj cu sondeza S.G.-1—2. Ugol, 10—1955.
19. *Riman A.:* Gümstigste Grosse von Steinkohlenbergwerken und ihre Beziehung zur Wirtschaftlichkeit. Uhli a rudy, 2 (1952), S. 39/47, 87/97. 134/44.
20. *Zapiţki K. F.* şi *Zemlianski L. V.:* Influenţa abatajului cu front lung şi combină asupra productivităţii muncii. Ugol, 7—1955.
21. *Schulz Paul:* Der neueste Stand der Grubengasabsaugung in Westeuropa. Gluckauf, 88 (1952), S. 426/34.
22. *Schüter Richard:* Zehn Jahre Kohlenobel. Gluckauf, 89 (1953), S. 537/45.
23. *Trubuihov P. N.:* Cumularea operaţiilor de tăiere, încărcare şi susţinere în abataje cu front lung — calea spre mărirea productivităţii muncii. Ugol, 12—1955.
24. *Vasin N. G.:* Cumularea operaţiunilor de extragere, încărcare şi susţinere în abatajul cu front lung din bazinul Moscovei. Ugol, 12—1955.
24. *Venter I. S.:* Exploatarea cărbunelui în 1975. Gluckauf, 1955.

Probleme generale ale rezervelor la zăcămintele de minereuri metalifere*)

Ing. **Romulus Catilina**

Prin rezervă se înţelege cantitatea totală de substanţă minerală utilă în zăcămînt şi conţinutul în componenţii din această substanţă.

Calculul rezervelor se face în scopul evaluării zăcămîntului şi serveşte la :

a) evidenţa bazei de materie primă minerală ;

b) justificarea proiectării întreprinderii ;

c) motivarea cheltuielilor de investiţii şi de exploatare ;

d) planificarea producţiei.

Problemele fundamentale ale determinării rezervelor zăcămintelor sînt următoarele :

1. determinarea cantităţii de substanţă minerală utilă din subsol, cu repartizarea acesteia pe tipuri naturale ;

2. determinarea calităţii substanţei minerale;

3. determinarea proprietăţilor tehnologice ale substanţei minerale, care să arate calea utilizării şi industrializării ei;

4. determinarea condiţiilor geologice şi tehnico-miniere, necesare pentru a putea alege în mod corect metoda şi ordinea de exploatare a zăcămîntului;

5. determinarea gradului de precizie a cifrelor de calcul al rezervelor, implicit gradul de cunoaştere a zăcămîntului pentru stabilirea destinaţiei industriale a rezervelor.

Calculul rezervelor, deşi este o operaţie matematică, nu trebuie privit ca atare, el fiind strîns legat de geologia zăcămîntului, de gradul lui de explorare şi reprezintă expresia finală a unei faze de lucrări.

Rezerva de minereu în general se măsoară în tone inclusiv rezerva în metal pentru metalele colorate. Pentru metalele negre (fier, mangan, vanadiu, titan) rezerva se dă numai în procente, iar pentru metale preţioase (aur, argint, platină), în kilograme.

În funcţie de diverse caracteristici, rezervele pot fi clasificate respectiv.

Astfel, în funcţie de gradul de cercetare, rezervele se împart în trei categorii A, B şi C. La rîndul lor, categoriile A şi C se subîmpart în A1, A2 şi C1, C2.

Fiecare categorie este caracterizată de o gamă de indici şi condiţii şi neconcordanţa vreunuia dintre ei nu permite să se încadreze rezerva la categoria satisfăcută de ceilalţi.

Clasificarea de mai sus a rezervelor şi diversele condiţii ce trebuie îndeplinite de rezerve pentru categoria respectivă, pe grupe de zăcăminte şi destinaţia lor industrială, este redată în planşa 1.

Prin această clasificare se arată gradul de studiu al diverselor porţiuni din rezerva totală, deci implicit, gradul de siguranţă a parametrilor calculaţi şi, concomitent cu acestea, rolul pe care îl au în industrie categoriile de rezerve pentru a se putea efectua diversele investiţii şi operaţii miniere în mod raţional şi economic.

Nu întotdeauna rezervele unui zăcămînt pot fi ridicate la categorii superioare, dat fiind desimea mare a lucrărilor necesare, care conduce la cheltuieli inutile, degradarea zăcămîntului etc., fără a se putea obţine date preţioase în plus, datorită naturii complexe a zăcămintelor respective. În aceste cazuri, chiar dacă rezervele sînt în categorii inferioare, satisfăcînd şi anumite condiţii referitoare la stabilirea calităţii, tehnologiei şi posibilităţilor de exploatare necesare categoriilor superioare, este raţional să fie destinate industriei în această formă.

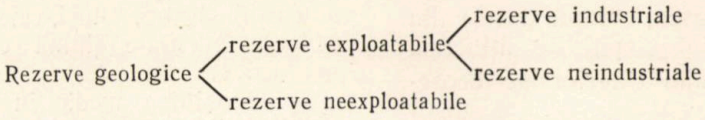
Cît priveşte destinaţia industrială a rezervelor, nu trebuie privită în mod izolat, aşa cum se înfăţişează în planşa 1. Pentru diversele destinaţii pe care le au anumite categorii de rezerve trebuie să existe şi rezerve de categorii inferioare şi, de asemenea, un raport între diversele categorii de rezerve şi un raport între acestea şi rezerva totală. Aceste raporturi se fixează de direcţiile generale din ministere, care au şi latitudinea să fixeze, în mod mai strîns sau mai larg, destinaţia industrială a rezervelor în funcţie de condiţii generale obiective. O rezervă de categorie superioară include, bineînţeles, şi destinaţiile pe care le au categoriile inferioare de rezerve.

Distanţele dintre lucrări sînt date informativ, uneori chiar în limite largi şi stabilite pe baza

*) Se supune discuţiei. (Redacţia).

concluziilor unei practici şi experienţe îndelungate. Schimbarea acestor distanţe argumentată nu exclude încadrarea rezervei în categoria respectivă, argumentarea constînd în a demonstra că, cu noile distanţe propuse, se obţine aceeaşi precizie în determinarea rezervei şi a caracteristicilor ei.

— După gradul de utilizare industrială, rezervele se împart astfel:



Prin rezervă geologică, se înţelege rezerva de substanţă utilă a unui zăcămînt în totalitate, indiferent de calitatea substanţei utile, tectonică, condiţii de aşezare a zăcămîntului etc.

Rezervele geologice care satisfac cerinţele industriei, atît în ceea ce priveşte indicii calitativi, cît şi cei tehnico-economici, şi sînt posibile şi rentabile de exploatat, formează rezervele exploatabile. Restul rezervelor geologice formează rezervele neexploatabile.

Din rezervele exploatabile, acea parte care e destinată extracţiei, inclusiv adaosurile, inevitabile în timpul exploatării, din roca înconjurătoare formează rezervele industriale, iar restul, rezervele neindustriale.

Rezerva geologică în component util se determină cu formula: $M=Tzc$.

unde:

M este rezerva în component util;

Tz— tonajul de minereu în zăcămînt;

c — conţinutul mediu în component din rezerva de substanţă minerală utilă calculată.

La rîndul său, tonajul se determină cu formula: $Tz=vg$:

unde:

v — volumul zăcămîntului de substanţă minerală utilă;

g — greutatea volumetrică a substanţei minerale utile;

iar volumul cu formula $v=sm$.

s — suprafaţa substanţei minerale utile;

m — grosimea medie a substanţei minerale utile.

Practic, pentru calculul rezervelor, după cum se poate vedea şi din formulele de mai sus, trebuie să cunoaştem valorile lui s, m, c şi g.

Suprafeţele se măsoară cu ajutorul planurilor sau profilelor corespunzătoare pe care sînt reprezentate contururile corpurilor de substanţă minerală utilă. Scările planurilor pe care sînt reprezentate corpurile de minereu trebuie să fie de aşa manieră alese, încît măsurătorile să prezinte o eroare de maximum 10%. Ţinînd cont de posibilităţile metodelor obişnuite de măsurat (riglă, compas), pentru a respecta precizia amintită, segmentul ce se măsoară trebuie să aibă o lungime de minimum 5 cm. şi cum lucrările de explorare prezintă între ele distanţe de minimum 25 m, scările cele mai mari utilizate vor fi 1 : 500, iar cele mai frecvente, de 1 : 1000.

Suprafeţele pot fi calculate geometric, măsurînd pe plan dimensiunile necesare, dacă corpul este reprezentat printr-o formă geometrică sau poate fi împărţit în asemenea forme, sau planimetrate în cazul cînd prezintă forme neregulate.

Prin planimetrare, măsurarea se face fie direct cu planimetrul, fie cu paleta de planimetrare. Măsurarea se face de 2—3 ori (cînd se face cu paleta în 2—3 poziţii) şi dacă dă diferenţe mai mari de 5% se repetă operaţiunea pînă această diferenţă scade sub 5%. In calcul se ia media măsurătorilor.

Paleta de planimetrare, spre deosebire de planimetru, este simplă şi uşor de confecţionat, constînd dintr-o hîrtie transparentă pe care avem mai multe pătrăţele cu laturi de 5 sau 10 mm, marcate pe hîrtie printr-un punct în centrul lor.

Paleta se aşază pe suprafaţa de măsurat şi se numără punctele ce intră în conturul acesteia, iar punctele situate chiar pe contur se iau în calcul jumătate din ele. Numărul de puncte obţinute se înmulţeşte cu suprafaţa reală aferentă unui punct, ţinînd cont de scara planului. Acest calcul se prezintă sub forma unui tabel ce se anexează la calculul rezervelor.

Măsurarea cu paleta este expeditivă şi precisă. Ea îşi pierde însă din precizie şi nu este recomandată în cazul suprafeţelor mici, acoperite numai de cîteva puncte.

Planurile pe care sînt reprezentate suprafeţele sînt orizontale sau verticale (după cum corpurile au înclinări mici sau mari) şi ele fiind proiectate pe aceste planuri nu apar în mărime reală. Pentru a evita acest lucru, se preconizează reprezentarea suprafeţelor pe un plan paralel cu direcţia şi înclinarea corpului de minereu. Practic, acest lucru este greu de realizat, dat fiind frecvenţa mare a schimbării direcţiei şi înclinării corpurilor de minereu. Deşi în această proiectare se obţin suprafeţe echivalente cu cele reale, deci uşor de verificat măsurarea lor, totuşi nu este recomandabilă, dat fiind greutatea cu care se execută şi deformaţiile topografice pe care le prezintă, deformaţii ce le reduce utilitatea lor şi în alte probleme miniere.

Reprezentînd pe un plan vertical corpul de minereu, se pot evita erorile ce intervin calculînd totuşi suprafeţele, nu cu lungimile corpului proiectate, ci cu cele măsurate pe planurile geologice de orizont.

In acest din urmă caz, se evită erorile de

calcul, şi în acelaşi timp, şi inconvenientele celeilalte metode.

Totuşi, proiectarea corpului pe un plan paralel cu direcţia şi înclinarea lui rămîne recomandabilă în cazul corpurilor cu direcţii uniforme şi înclinări constante.

La delimitarea propriu-zisă pe plan a suprafeţelor se deosebesc un contur interior şi unul exterior.

Conturul interior se trasează după datele din ultimele lucrări ce străbat corpul de minereu.

La delimitarea conturului exterior se deosebesc două cazuri:

a) Cînd în afara conturului interior există şi alte lucrări ce nu au intersectat corpul de minereu; în acest caz se face o extrapolare limitată. Cel mai utilizat sistem constă în a lua mijlocul distanţei dintre lucrările ce au intersectat corpul de minereu şi cele care nu l-au intersectat şi a uni aceste puncte.

b) Dacă în afara conturului interior nu sînt şi alte lucrări care nu au intersectat corpul de minereu se va face în acest caz o extrapolare nelimitată.

In acest caz, procedeele de delimitare a conturului exterior se pot clasifica în: geologice, morfologice şi formale.

În primul caz, delimitarea suprafeţelor se face pe diverse criterii geologice ca: limita extinderii rocii-gazde a mineralizării; la zăcămintele sedimentare limita schimbării faciesului etc.

Procedeele morfologice au aplicare în cazul cînd grosimea corpului descreşte simţitor spre marginile lui şi constau în a determina, prin diverse profile, punctele de grosime O şi a uni aceste puncte.

În cadrul procedeelor formale se întîlnesc mai multe cazuri de conturare.

Se trasează conturul exterior paralel cu cel interior la o distanţă ce poate atinge distanţa normală dintre lucrările de explorare, mărimea ei fiind în funcţie de interpretarea fiecăruia. Această metodă este plauzibilă în cazul unui zăcămînt explorat sistematic, dat fiind că distanţele dintre lucrări şi, implicit, dintre conturul interior şi cel exterior, scad o dată cu complexitatea zăcămîntului.

La zăcămintele în exploatare conturul poate fi trasat paralel cu cel interior — în afara acestuia, cu unul sau două etaje, panouri de exploatare în funcţie de complexitatea zăcămîntului.

Conturul exterior se mai poate trasa pe înclinare şi în funcţie de lungimea corpului de minereu, fie sub formă de triunghi cu înălţimea egală cu $^1/_2$ din lungimea corpului de minereu cunoscută din lucrări, fie în formă de dreptunghi cu înălţimea egală cu $^1/_4$ din lungimea corpului de minereu cunoscută din lucrări.

Prin aceste metode de conturare — dacă se aplică mecanic şi nu se îmbină cu procedeele geologice — se diminuează potenţialul zăcămintelor în faza iniţială de explorare şi se măreşte potenţialul zăcămintelor a căror lucrări se găsesc în apropierea limitelor de efilare.

Dat fiind că în toate procedeele intervine o notă de interpretare, este greu de apreciat care sînt mai sigure, totuşi, cele mai uzitate sînt procedeele formale ţinînd cont de posibilităţile geologice.

— Grosimea medie în marea majoritate şi conţinutul mediu se determină din datele obţinute din probare şi anume, prelucrînd datele acelor probe care sînt dispuse perpendicular pe direcţia corpului de minereu.

În cazul zăcămintelor complicate ca formă, grosimea medie se poate afla împărţind suprafaţa planimetrată la lungimea corpului de minereu măsurată pe plan.

Prelucrînd aceste date vom obţine grosimea medie pe orizontală, şi nu cea reală, care se obţine din cea orizontală înmulţită cu cosinusul unghiului de înclinare al corpului de minereu. Aprecierile de mai sus se referă la probele prin brazdă, sistemul utilizat în majoritate la noi. De menţionat că în cazul sondelor grosimea utilizată în calcul trebuie să fie luată tot pe orizontală şi nu pe verticală sau diagonal aşa cum intersectează sondele corpul de minereu.

Grosimea medie se poate determina fie făcînd o medie aritmetică, fie, în cazul cînd corpul de minereu prezintă variaţii mari de grosime, făcînd o medie ponderată pe lungimea de influenţă luată ca sumă a jumătăţilor distanţelor la punctele de măsurare cele mai apropiate.

În cazul cînd avem un număr redus de măsurători, media ponderată dă date eronate, aşa că nu este indicată.

Ponderarea menţionată mai sus se utilizează pentru a obţine grosimea medie pe o latură, respectiv o lucrare, iar pentru a obţine grosimea medie pe un bloc se face o ponderare pe lungimea lucrărilor cu formula:

$$m = \frac{m_1 l_1 + m_2 l_2 + m_3 l_3 + m_4 l_4}{l_1 + l_2 + l_3 + l_4}$$

în care:

m este grosimea medie pe bloc;
$m_1 m_2$ — grosimea medie pe lungimea lucrării ce delimitează blocul;
$l_1 l_2$ — lungimea lucrărilor ce delimitează blocul.

În cazul cînd o latură a blocului de calcul este explorată prin sondaje, şi deci avem un număr mai mic de măsurători ale grosimii sau în alte cazuri similare şi în acelaşi timp şi corpul de minereu este caracterizat printr-o

variaţie mare a grosimii formula de mai sus nu dă date exacte şi se indică formula :

$$m = \frac{m_1 n_1 l_1 + m_2 n_2 l_2 + ...}{n_1 l_1 + n_2 l_2 + ...}$$

în care, faţă de formula de mai sus, intervine şi frecvenţa datelor de măsurare a grosimii însemnată prin litera *n*.

Avînd grosimea medie pe mai multe blocuri, pentru a o calcula pe zăcămînt se va face o medie ponderată cu tonajul fiecărui bloc sau aritmetică după cum grosimea variază sau nu în cuprinsul zăcămîntului.

Conţinutul mediu *(Cz)* se calculează similar, fie aritmetic, fie făcînd media ponderată.

În cazul cînd se ponderează pe laturi, dacă mineralizarea variază şi cu grosimea zăcămîntului, — şi numai în acest caz — se va face o ponderare prin grosimile corpului de minereu măsurate în punctele de determinare a conţinutului.

În cazul stabilirii conţinuturilor pe blocuri, care sînt delimitate de suprafeţe, se utilizează aceleaşi formule expuse la calculul grosimilor, cu deosebirea că în locul lungimilor lucrărilor se introduce suprafaţa aferentă.

Frecvenţa probelor, deci implicit distanţa între ele, pentru a stabili conţinutul şi grosimea, este în funcţie de variaţia conţinutului în componenţi. Date informative în acest sens sînt date în tabela 1.

cm — conţinutul mediu;
c — conţinutul unei probe;
n — numărul probelor;
x — diferenţa între conţinutul mediu şi conţinutul unei probe.

Acest coeficient se calculează după componentul industrial cel mai variabil.

Pentru a aprecia precizia determinării conţinutului în componenţi, se execută analize de control, trimiţînd duplicatele probelor la analiză fie la acelaşi laborator — deci control intern —, fie la alt laborator — deci control extern.

Controlul intern descoperă erorile accidentale, iar cel extern şi pe cele sistematice.

Probele de control se expediază de aşa manieră încît să fie controlat fiecare sort de substanţă utilă şi de asemenea şi probele a căror conţinut pare anormal.

Numărul probelor ce se vor controla nu este fixat riguros şi este apreciat ca necesar de la o perioadă la alta de calcul al rezervelor, pentru control intern cca. 10%, iar pentru extern cca. 15% din numărul total de probe. Controlul se va face însă trimestrial. Numărul analizelor de control trebuie să fie mai mare la un zăcămînt în faza iniţială de studiu, sau cînd lucrăm cu un laborator nou.

Concluzii în privinţa erorilor analizelor se pot trage aproximativ dintr-o comparaţie directă a rezultatelor analizelor iniţiale şi a celor de control. Gradul de precizie este dat de valoarea diferenţei dintre aceste cifre, iar semnul predominant al acestor diferenţe dă eroarea sistematică.

Tabela 1

Grupa zăcămîntului	Repartiţia componentului	Coef. de variaţie a mineralizării	Distanţa între probe în m.	De cîte ori conţinutul trebuie să fie mai mare ca cel mediu ca proba să fie considerată anormală	Observaţiuni
I	foarte uniformă	<20	50 —15 m	2—3	Aceste distanţe sînt indicate pentru categoria A şi B de rezervă iar pentru categoria C, exceptînd grupa V de zăc. şi parţial grupa IV-a ele pot fi mult majorate, în schimb la unele zăcăminte din grupa V nici această distanţă nu duce la date concludente şi treb. luate probe globale
II	uniformă	20—40	15 —4 m	4—5	
III	neuniformă	40—100	4 —2,5 m	8—10	
IV	f. neuniformă	100—150	2,5—1,5 m	12—15	
V	extrem de neuniformă	>150	1,5—1 m	>15	

Coeficientul de variaţie al mineralizării menţionat în tabela 1 şi care serveşte la indicarea distanţei dintre probe, se calculează, în baza unui număr suficient de probe deja recoltate la distanţe minime, cu formulele :

$$V = \frac{T \cdot 100}{cm}; \quad cm = \frac{\Sigma c}{n}; \quad T = \sqrt{\frac{\Sigma x^2}{n-1}}$$

unde :

V este coeficientul de variaţie al mineralizării;
T — diferenţa medie pătratică;

O apreciere exactă, însă cu un calcul matematic greoi, se poate face prin metoda variaţiei statistice.

Comparînd datele găsite cu erorile admise fixate, se poate aprecia dacă datele sînt utilizabile sau trebuie refăcută analiza probelor, sau introduşi coeficienţi de corecţie.

De multe ori, în cazul zăcămintelor cu repartiţia neuniformă a conţinutului în componenţi, se ivesc probe cu conţinut extrem de ridicat faţă de celelalte probe. Aceste probe denaturează conţinutul calculat, mai ales cînd diferenţa e mare sau numărul probelor analizate e mic.

În acest caz, dacă şi analiza de control extern indică acelaşi rezultat, se reia proba din acelaşi loc şi rezultatul obţinut se utilizează în calcul chiar dacă este normal sau anormal; în ultimul caz însă, motivînd geologic acest lucru.

În caz că nu se poate relua proba sînt mai multe procedee:

a) procedeul geologic, în care se recomandă utilizarea probelor întrucît oglindesc natura zăcămîntului, dar numai pe ansamblul zăcămîntului, iar pe blocuri să se calculeze fără acestea. Acest procedeu prezintă puţină siguranţă şi nu este recomandat;

b) procedeul analitic, în care se recomandă la zăcămintele în faza iniţială de explorare să se calculeze conţinuturile ca medie geometrică cu formula:

$$cm = \sqrt[n]{C_1 + C_2 \dots C_n}$$

unde:

cm este conţinutul mediu;
n — numărul probelor;
$c_1, c_2, \dots c_n$ — conţinutul probelor.

In acest caz, dacă diferenţa între conţinuturi nu este mare, rezultatul va fi apropiat de cel calculat aritmetic, în caz contrariu, va fi mult mai mic.

La zăcămintele explorate mai amănunţit, cu un număr mare de probe, calculul conţinutului mediu se va face ţinînd cont de frecvenţa clasei respective şi ponderînd cu aceasta. În acest fel, numărul probelor anormale fiind în genere mic, influenţează foarte puţin asupra conţinutului mediu obţinut.

În general, aceste procedee micşorează conţinutul.

Procedeele practice care se bazează pe reguli empirice sînt cele mai utilizate. Acestea constau în: excluderea probei din calcul; înlocuirea probei cu conţinutul maxim al zăcămîntului stabilit din practică; înlocuirea probei cu conţinutul mediu pe lucrare sau bloc stabilit, fără sau cu aceasta; înlocuirea probei cu conţinutul mediu al celor două alăturate sau al celor două alăturate şi al celei anormale.

Criterii fixe pentru a stabili care din probe sînt anormale nu există, pentru orientare se dau indicaţii în tabela 1, arătîndu-se de cîte ori trebuie să fie conţinutul în component mai mare decît cel mediu ca să fie considerat anormal.

Greutatea volumetrică se determină în laborator pe baza eşantioanelor recoltate. Numărul eşantioanelor s-a stabilit din practică, el este suficient 30 pentru fiecare sort de minereu. Pentru a putea fi reprezentative la recoltare, eşantioanele vor fi parafinate imediat.

— Volumul blocurilor de calcul al rezervelor la corpurile cu forme simple se determină înmulţind lungimea medie cu grosimea medie şi înălţimea.

Cînd însă blocul este delimitat de suprafeţe neregulate, mai mult sau mai puţin egale, se determină cu formula:

$$V = \frac{S1+S2}{2} \cdot l$$

Dacă suprafeţele diferă ca mărime cu peste 40% se recomandă formula trunchiului de con:

$$V = \frac{S1+S2+\sqrt{S1\ S2}}{3} \cdot l$$

La blocurile extreme limitate de o singură suprafaţă se recomandă utilizarea aceluiaşi principiu.

Pentru calculul rezervelor sînt multe metode, însă cel mai des utilizate sînt:

1. metoda profilelor;
2. metoda blocurilor de exploatare sau geologice;
3. metoda mediei aritmetice.

Aceste metode au avantajul că sînt simple, servesc direct lucrărilor ulterioare miniere şi pot fi aplicate aproape la toate genurile de prezentare a zăcămintelor şi metode de cercetare a lor. La un zăcămînt nu este obligatoriu să se utilizeze o singură metodă de calcul, ci se pot combina metodele de calcul în funcţie de datele ce le avem la dispoziţie, în diverse sectoare ale zăcămîntului.

Calculul rezervelor se întocmeşte cu oarecare aproximaţie fiind în funcţie de complexitatea geologică a zăcămîntului, precizia determinării parametrilor etc.

Erorile de calcul, după unii autori, se împart în 3 grupe principale:

I Erori geologice.
II Erori tehnice.
III Erori legate de aplicarea diverselor metode de calcul.

I. Erorile geologice apar datorită faptului că se extind pe anumite porţiuni mai mici sau mai mari datele referitoare la conţinut, grosime etc, obţinute din diverse lucrări. Aceste erori pot imprima chiar rezervelor de categoria A şi B o aproximaţie de ± 15—20%. Ele pot fi evitate prin introducerea anumitor coeficienţi de corecţie, dobîndiţi prin urmărirea continuă a comportării mineralizării comparativ cu aprecierile iniţiale, adică prin ridicarea geologică a abatajelor şi probarea sistematică a acestora la diverse nivele.

Parte din ele pot fi evitate anterior calculului. Un atare caz îl constituie utilizarea în calcul a datelor (grosime, conţinut) obţinute din

lucrări săpate în porțiuni mult prea bogate sau sărace față de întreaga masă a blocului de calcul. În acest caz, în calcul nu se utilizează datele din aceste lucrări, documentîndu-se serios acest lucru. Frecvent, acest caz se întîmplă la zăcămintele filoniene, unde suitorii sînt săpați în zone bogate și la zăcămintele a căror grosime depășește dimensiunile lucrărilor — și lucrările de asemenea sînt săpate pe zonele cele mai bogate. În ultimul caz, neutilizarea datelor duce la imposibilitatea calculului și erorile nu pot fi evitate decît căutînd a se dirija inițial sistematic explorarea, sau a se introduce coeficienți de corecție comparativ cu sectoare explorate sistematic.

II. Erorile tehnice sînt urmarea gradului de precizie cu care se determină parametrii de calcul al rezervelor. Astfel, erorile pot fi pentru greutate volumetrică de 5%, pentru determinarea suprafeței (topografică și de desen) 1%, pentru grosimi 2—30%, analize chimice 1—30% etc.

Aceste erori în unele cazuri sînt în funcție de dimensiunile mineralizării sau intensitatea mineralizării.

III. Erorile legate de metoda de calcul sînt în genere mici 1—5%, în cazul cînd metoda de calcul a fost corect aplicată.

Erorile geologice și tehnice pot fi întîmplătoare, și în acest caz, avînd semne contrarii în majoritatea cazurilor se anulează, sau sistematice, și în acest caz, calculul de rezerve se denaturează. În ultimul caz se introduc coeficienții de corecție, însă numai după ce s-a executat un volum mare de lucrări de control, capabile să justifice pe deplin necesitatea coeficientului și valoarea lui.

Coeficienții de corecție utilizați se împart astfel:

A. Coeficienți pentru erorile care măresc rezultatul calculului

1. *Coeficient pentru greutate volumetrică*

La determinarea greutății volumetrice în laborator nu se ține cont de fisurația naturală mare și golurile de mineralizare și la minereurile poroase, afînate, erorile sînt foarte mari. Această situație poate fi evitată dacă greutatea volumetrică se determină prin metoda globală (săparea unei nișe de 3—4 m care se cubează exact și se cîntărește materialul scos din ea și prin raportare ne dă greutatea volumetrică). În caz contrariu, se face ulterior această determinare și se aplică un coeficient de corecție:

$$K = \frac{gc}{ge}$$

unde:

gc este greutatea volumetrică stabilită la control prin metoda globală;

ge — greutatea volumetrică stabilită în laborator.

2. *Coeficient pentru umiditate*

Toate minereurile în general au o umiditate naturală, care variază în limite largi în funcție de anotimp, porozitate, fisurația mineralizării, adîncimea la care se găsește mineralizarea etc. Față de cele de mai sus, chiar prin introducerea coeficientului, calculul prezintă o oarecare aproximație.

Coeficientul de umiditate poate fi aplicat fie la tonaj calculîndu-l pe acesta în stare uscată, însă aceasta se evită întrucît nu redă situația zăcămîntului în loc, sau la conținut, ceea ce se face frecvent.

Conținutul în component la minereul umed se recalculează cu formula:

$$C_{umed} = \frac{C_{uscat}\ (100-B)}{100}$$

unde:

C_{umed} este conținutul în component la minereul umed, în starea în care se află în zăcămînt;

C_{uscat} — conținutul în component la minereul uscat determinat în laborator;

B — umiditatea minereului în %.

$$B = \frac{q_{umed} - q_{uscat}}{q_{umed}}\ 100$$

q_{umed} — greutatea probei brute;

q_{uscat} — greutatea probei uscate.

Numărul determinărilor necesare nu este fixat. Determinarea este ușor de efectuat prin simpla cîntărire a materialului probei la laboratorul chimic înainte și după uscare.

3. *Coeficient de mineralizare*

În cazul zăcămintelor în formă de coloană, cuiburi, stokuri și a unor filoane cu o repartiție a componenților utili neuniformă sau foarte neuniformă, concentrația mineralizării nu este repartizată uniform și, în consecință, nu toată rezerva în limitele conturate este utilă. Atunci ea se micșorează introducînd un coeficient de mineralizare. Acest coeficient se introduce în calcul numai dacă prin exploatare se pot separa porțiunile neproductive de cele productive.

Coeficientul poate fi stabilit pe zăcămînt, sector, bloc, după caz, și reprezintă raportul între rezerva utilă și cea totală luată în calcul.

Din lucrările de explorare, coeficientul se determină cu formula:

$$Km = \frac{lm}{L}$$

unde:

Km este coeficientul de mineralizare;

lm — lungimea totală a porțiunilor mineralizate pe lucrări miniere, foraj;

L — lungimea totală a lucrărilor în limita zonei mineralizate luată în calcul.

Aceste lungimi se determină pe baza ridicărilor geologice a lucrărilor.

Din lucrările de exploatare coeficientul se determină cu formulele:

$$Km = \frac{Pl}{P} \text{ sau } Km = \frac{Vl}{V}$$

în care:

Pl este suprafaţa productivă;
P — suprafaţa totală luată în calcul;
Vl — volumul productiv;
V — volumul total luat în calcul.

Suprafeţele se determină de pe planurile geologice de orizont, însă pe acelaşi plan ca să fie luate în aceeaşi proiecţie.

Introducerea acestor coeficienţi apropie de realitate calculul rezervelor, însă rămîne suficient de aproximativ pentru ca rezervele să nu se încadreze în categorii superioare.

Mai există şi alţi coeficienţi de corecţie ce pot fi introduşi. De exemplu: pentru fenomenele carstice, dyckurile nemineralizate etc., care se determină simplu raportînd porţiunile aferate de fenomenele menţionate la porţiunile luate în calcul.

B. **Coeficienţi legaţi de erorile care măresc sau micşorează calculul rezervelor**

1. Coeficient pentru imprecizia colectării probelor, care se determină verificînd probarea cu altă metodă mai precisă chiar dacă e greoaie sau costisitoare. Iar în cazul forajelor se determină verificînd prin lucrări miniere sau cu ajutorul analizelor de la sită.

2. Coeficientul pentru imprecizia analizelor chimice se determină cu ajutorul probelor de control extern însă este admis rar în practică.

Ţinînd cont de principiile generale expuse mai sus se poate ajunge la un calcul de rezerve geologice cît mai apropiat de realitate.

Pentru stabilirea rezervei exploatabile trebuie fixaţi anumiţi indici înainte de a începe calculul rezervei geologice, pentru ca aceasta să poată fi calculată separat, pe rezerve exploatabile şi neexploatabile.

Indici de bază care trebuie stabiliţi pentru a contura rezerva exploatabilă şi cea neexploatabilă sînt:

1. Conţinutul mediu minim de substanţă utilă în minereu.
2. Conţinutul limită.
3. Grosimea minimă sau procentul metric.
4. Grosimea maximă a intercalaţiilor nemineralizate ce nu pot fi exploatate selectiv.

Afară de aceştia, în unele cazuri, mai trebuie stabilit: adîncimea de exploatare posibilă, rezerva minimă a corpurilor izolate ce pot fi exploatate, raportul între porţiunea acoperitoare şi grosimea utilă la zăcămintele exploatate la zi etc.

În condiţiile tehnico-economice existente la un moment dat, nu orice conţinut în minereu îl indică pe acesta ca posibil şi rentabil de extras şi în acest fel, trebuie determinat ce trebuie considerat ca minereu care satisface cerinţele industriei şi ce trebuie considerat ca minereu posibil sau rocă înconjurătoare. La determinarea acestora intervin două noţiuni: conţinutul mediu minim şi conţinutul limită.

Conţinutul mediu minim se numeşte acel conţinut minim în component util, pe porţiuni mari de substanţă minerală utilă reprezentînd unităţi de exploatare independente, pentru care substanţa minerală respectivă este aptă de a fi folosită în industrie.

Conţinutul limită este conţinutul minim care ar prezenta interes industrial, chiar dacă extragerea lui ar fi neeconomică, neraţională.

Pentru unele substanţe minerale noţiunile de mai sus trebuie determinate în raport cu componentul dăunător, fiind atunci vorba de conţinut maxim admisibil în component dăunător.

Întrucît conţinuturile se stabilesc pe baza analizelor chimice făcute pe probe, se poate vorbi de un conţinut mediu minim şi conţinut limită pe probe.

Conţinutul limită se fixează în funcţie de posibilităţile tehnice de a extrage componentul util respectiv, ţinîndu-se cont, deci, în acest sens, de sorturile naturale de minereu, parageneza mineralelor, dimensiunile granulelor minerale etc. Principial, se poate afirma că

Clasele de conţinuturi în %	Numărul probelor (n)	Conţinutul mediu al cl. resp. (c)	Produsul dintre numărul probelor şi con. med. al clasei (*nc* mediu)	Produsul dintre nr. prob. şi con. mediu min. dat (*nc* med. minim)	Diferenţa $a=nc$ med.-*nc* med. minim	Cumulatul diferenţelor
<1,00	202	1,70	343,40	202	+141,2	
0,9—0,99	182	0,94	171,08	182	— 10,92	+130,30
0,8—0,89	135	0,87	117,45	135	— 18,55	+111,75
0,7—0,79	178	0,72	128,16	178	— 49,84	+ 61,91
0,6—0,69	160	0,65	104,00	160	— 56,00	+ 5,91
0,5—0,59	37	0,57	21,09	37	—16,09	—10,18
0,4—0,49	34	0,42	14,28	34	—19,72	
0,3—0,39	12	0,34	4,08	12	— 7,92	
0,2—0,29	15	0,28	4,20	15	—10,80	

A	D	E	R	E	Z	E	R	V	E
	B				C_1				C_2
Condiții	Distanța între lucrări între care se interpolează rezerve, m: Direcție / Înclinare	Limite de extrapolare	Condiții	Destinație industrială	Distanța între lucrări între care se interpolează rezerve, m: Direcție / Înclinare	Limite de extrapolare	Condiții	Destinație industrială	Condiții	Destinație industrială
Aceleași condiții ca și la categoria A_1 cu următoarele excepții: 1. La grupul I și II de zăcăminte rezerva poate să fie conturată prin lucrări și numai pe două laturi. 2. Caracteristicile tehnologice se pot determina pe baza încercărilor semiindustriale (pilot).	Pentru justificarea proiectelor tehnice de investiții și în cazul zăcămintelor din grupul II și pentru justificarea proiectării și construirii întreprinderilor miniere de exploatare.		1. Rezervele să fie conturate pe 3—4 laturi cu lucrări la distanța menționată. Pentru grupul I și II de zăcăminte se admite conturarea chiar pe 2 laturi și extrapolarea în afara lucrărilor după cum s-a menționat. 2. Forma corpului de minereu, repartiția spațială a sorturilor naturale și a tipurilor industriale de minereu și indicii necesari determinării volumului și tonajului de minereu sînt cunoscute suficient pentru un calcul sigur al rezervelor în limitele întregului contur al categoriei. 3. Existența de date complete asupra compoziției chimice, mineralogice și stării în care se găsesc componenții principali. Pentru componenții secundari aceste date sînt necesare cînd aceștia au o importanță decisivă în evaluarea zăcămîntului. 4. La analizele chimice, erorile accidentale să nu depășească 20%. Erorile sistematice dacă depășesc limita admisibilă, rezerva nu se poate raporta la categoria B decît excepțional și introducînd coeficienți de siguranță. 5. Să existe date privitoare la prelucrarea tehnologică a minereului, obținute din cercetări de laborator. 6. Să existe date privitoare la hidrogeologie, proprietăți fizice ale rocilor și minereului, dacă lipsa lor nu permite să se soluționeze problema posibilității de utilizare industrială a zăcămîntului. 7. Cerințele față de foraje, față de planuri și față de corectitudinea luării și prelucrării probelor sînt aceleași ca și pentru categoria A_1. 8. Condițiile necesare pentru zăcămintele din grupa IV, și chiar grupa III, dacă zăcămintele nu se explorează pînă la categoria A_2 de rezervă, sînt cele expuse la categoria A_2.	Pentru justificarea proiectelor tehnice de investiție și în cazul zăcămintelor de grupul IV și justificarea proiectării și construirii întreprinderilor miniere de exploatare. Rezerva de la această categorie în sus este apta pentru extracție.	Pentru toate grupele de zăcăminte. Modul de extrapolare este expus în cadrul articolului. Se indică ca la zăcămintele din grupul I și II extrapolarea pe înclinare să nu depășească 200 m, pentru grupul III 100 m și pentru grupul IV și V 50 m.	1. Rezervele să fie cunoscute pentru grupele I II și III pe o singură latură prin lucrări miniere subterane sau de suprafață sau prin foraje. Distanțele dintre lucrări sînt cele menționate. La lucrările miniere subterane prin distanțe mai mari nu trebuie înțeles exagerat acest lucru. 2. Forma, dimensiunile, elementele de calcul ale volumului și tonajului sînt cunoscute în linii mari insuficient pentru categorii superioare. 3. Conținutul în componenți al minereului se stabilește: — din probe luate la distanțe mari din lucrările executate; — prin extinderea datelor sectoarelor vecine; — din date luate din arhiva pentru lucrări inaccesibile. 4. Calitatea și natura minereului, considerații de exploatare etc. Se determină pe datele avute la dispoziție sau pe considerente geologice. 5. La zăcămintele explorate pentru prima dată fiecare corp trebuie urmărit pe direcție cu o detaliere suficientă ca să se determine grosimea, extinderea caracteristicile calitative etc. 6. Planurile de suprafață și subterane pot avea și o bază semiinstrumentală. 7. Condițiile necesare pentru raportarea zăcămintelor din grupa V la categoria C_1, sînt similare cu cele expuse la categoria A_1 dat fiind că aceste rezerve stau la baza proiectărilor viitoare. 8. Datele geofizice combinate cu lucrări miniere pot da rezerve de categoria C_1.	Pentru motivarea proiectării lucrărilor de explorare, detaliată, stabilirea perspectivei industriale și în cazul zăcămintelor din grupa V pentru justificarea proiectelor tehnice de investiție și justificarea proiectării și construirii întreprinderilor miniere.	1. Se raportează rezervele evidențiate pe baza premizelor geologice, date geofizice verificate cu rare lucrări sau rezervele învecinate cu rezerve de categorii superioare. 2. Forma și conținutul se determină prin analogie, după probe izolate, date disparate din arhivă și prin extrapolarea datelor cunoscute dincolo de limita rezervelor de categorii superioare. 3. Să existe un plan, ca să se înțeleagă: forma și dimensiunile corpului de minereu și rocile înconjurătoare. 4. Pentru delimitarea rezervelor de categoria C_2 servesc datele asupra structurii geologice a complexului mineralizat.	Pentru planificarea de perspectivă în economia națională și pentru planificarea lucrărilor de explorare preliminară.

B: 75—100 pt. Fe și Mn 200 / 100 pt. Fe și Mn 200

— / 80—120 pt. Fe și Mn 120—200

80—120 pt. Fe și Mn 120—200 / —

80—100

50—60 / 50

pt. Fe și Mn 50—100

— / 60—80 pt. Au și MR 30—50

80—120 / —

40—60

pt. Au și MR 20

Se pot interpola rezervele identificate cu foraje situate f. aproape de lucrări miniere

— / 60—80 pt. Au și MR 30—50

80—120 pt. Au și MR 40—60 / —

40—50

pt. Au și MR 10—20

— / —

— / 30—40

30—4 / —

10—15

Cu distanța normală între lucrări rezervele nu pot fi raportate la categoria B.

Extrapolarea se admite pentru grupul I și II de zăcăminte atît pe direcție cît și pe înclinare pe 1/4 din distanța dintre lucrări. In restul cazurilor nu se admite extrapolarea.

C_1: 150—200 pt. Fe și Mn 400

Dacă distanța dintre lucrări este mai mare decît cea necesară pentru categorii superioare

100—120 / 80—100 pt. Au și MR 50

— / pt. Fe și Mn 150—200

Dacă distanța dintre lucrări este mai mare decît cea necesară pentru categorii superioare

80—100 pt. Au și MR 40—60 / 60 pt. Au și MR 30—50

Dacă distanța dintre lucrări este mai mare decît cea necesară pentru categorii superioare

40—50

pt. Au și MR 20—30

— / 60—80 pt. Au și MR 20—30

60—80 pt. Au și MR 20—40 / —

20—25

pt. Au și MR 10—15

— / —

— / 20—30

20—30 / —

10—15

Extrapolarea este admisă în cadrul articolului. Se indică ca la zăcămintele din grupul I și II

C_2: Pentru planificarea de perspectivă în economia națională și pentru planificarea lucrărilor de explorare preliminară.

racteristicile diferitelor zăcăminte atribuite la grupa *d* am divizat-o totuși în d_1 și d_2. Între c le două grupări există o deosebir doar de nomenclatură și în și molibden, pentru zăcămintele aurifere și de metale rare (exceptînd aluviunile) și pentru zăcăminte de fier și mangan. Distanțele referitoare la zăc. compl. cupri- olo unde nu se indică alte distanțe sînt valabile cele menționate pentru complexe. Pentru zăcămintele aurifere și de metale rare acolo unde nu s-au indicat alte categoria C_1 unde sînt valabile distanțele de la complexe, precum și rubricile la care nu apare distanța pe înclinare și apare însă distanța pe direcție în rubrica sînt în așa fel date încît să corespundă cu dimensiunile unui bloc de exploatare (panou) sau un multiplu al acestor dimensiuni și în acest fel trebuie luate atunci . Prin această depășire se înțelege pentru zăcămintele aurifere și de metale rare, cifre sensibil apropiate de cele necesare pentru categorii superioare, iar pentru e, se referă la ambele col. și înseamnă că sînt aceleași atît între suitori pe direcție cît și între direcționale pe înclinare (sau între breșe, sonde pe direcție și înclinare)

lui, în rambleu, la transport etc. *(Tzp)* şi plus adaosul de steril abatat o dată cu minereul.

Micşorînd aceste adaosuri şi pierderi prin îmbunătăţirea sau schimbarea metodelor de abataj, se poate ajunge la pierderi minime de minereu, inclusiv calitative şi tonajul extras să fie cît mai apropiat ca valoare de cel în zăcămînt şi să aibă şi conţinutul în componenţi cît mai apropiat.

Acest coeficient se poate calcula din practică, pînă pentru cea mai mică unitate de exploatare, respectiv, bloc-panou etc.

Tz se determină cum am arătat în articol. Pentru a avea însă un coeficient cît mai corect, *Tz* nu se ia cel iniţial calculat, ci se recalculează în urma exploatării cu date mult mai multe luate pe fiecare porţiune de exploatare. Aceasta însă este o operaţie greoaie şi necesită o ridicare geologică şi probare continuă a abatajelor.

Te se determină prin cîntărirea, fie a vagonetelor transportate din fiecare panou, fie, dacă facem o determinare pe întreg zăcămîntul, a tonajului intrat la staţia de preparare, operaţie ce se face în mod curent la exploatările noastre.

Organizîndu-se corect lucrările de exploatare, *Ec* calculat poate fi fixat ca limită pentru exploatarea respectivă. Normal, ca similar se calculează *Ec* în toate cazurile chiar cînd lucrările nu sînt organizate corect, în acest caz, el serveşte tocmai pentru a arăta gradul de corectitudine al lucrărilor.

În faza iniţială, *Ec* poate fi fixat şi după datele din literatură.

Coeficientul de diluare *Cd* este raportul dintre tonajul steril *(Ts)* aflat în tonajul extras şi tonajul extras *(T)*.

$$Cd = \frac{Ts}{Te}$$

Acest coeficient se poate lua în faza iniţială tot din literatură, sau se poate fixa pe baza datelor din practică; în acest caz însă, lucrările să fie organizate corect. Dacă lucrările nu sînt organizate corect acest coeficient calculat ne serveşte tocmai pentru a aprecia corectitudinea cu care se lucrează.

Coeficientul de diluare se determină cu formula:

$$Cd = \frac{Cz - Ce}{Cz - Cs}$$

în care:

Cz este conţinutul în component util în zăcămînt calculat cum s-a arărat.

Cs — conţinutul în component util al sterilului calculat similar ca *Cz*, însă cu date din probarea ce trebuie efectuată în culcuşul şi acoperişul zăcămîntului;

Ce — conţinutul în component util în minereul extras stabilit pe baza probelor ce se recoltează din minereu înainte de a fi preparat (conţinuturi originale), luate la staţia de preparare, lucru ce se efectuează în prezent la exploatările noastre.

Dacă vrem să calculăm *Cd* pe unităţi mai mici, căutăm să luăm aceste probe grupate pe unităţile respective.

În cazul cînd sterilul nu are conţinut, formula devine:

$$Cd = \frac{Cz - Ce}{Cz}$$

Aceste ultime două forme au fost expuse dat fiind că, în formulă $Cd = Ts/Te$; *Ts* nu poate fi practic determinat şi a fost înlocuit cu parametrii determinabili practic. Înlocuirea s-a făcut rezolvînd ecuaţiile de mai jos:

$Tz - Tzp + Ts = Te$ ecuaţia bilanţului de minereu;

$Tz\ Cz - Tzp\ Cz + Ts\ cs = Te\ Ce$ ecuaţia bilanţului în metal.

O dată stabiliţi coeficienţii de extracţie vizibilă şi de diluare se aplică la rezerva exploatabilă din zăcămînt, bineînţeles, anterior scăzînd pierderile geologice şi în stîlpi de siguranţă, şi se obţine rezerva industrială.

Rezerva industrială poate fi mult diferită, atît cantitativ, cît şi calitativ, de cea geologică şi ea, constituind ceea ce trebuie să se scoată în realitate din mină, trebuie să stea la baza planificării producţiei miniere atît ca tonaj cît şi ca metal. La aceasta aplicînd randamentele de preparare şi metalurgie, se ajunge la cifra de metale posibile de produs.

O altă clasificare a rezervelor se poate face ţinînd seama de gradul de pregătire pentru exploatare în rezerve: nedeschise, deschise şi pregătite.

Prin rezerve nedeschise se înţeleg acelea care sînt studiate numai la suprafaţă sau la orizonturi inferioare, însă numai prin lucrări de foraj, sau rezervele adiacente celor deschise.

Rezerve deschise pot fi considerate, în limite foarte largi, de cînd zăcămîntul a fost înţepat cu o lucrare minieră şi pînă s-au creat toate condiţiile pentru a începe lucrările de pregătire.

Rezervele pregătite sînt acelea la care operaţia de extragere se poate începe imediat.

Această clasificare, dat fiind că e greu să faci o separare netă între lucrări de deschidere şi de pregătire, suportă multă discuţie. Ea este foarte necesară de efectuat deoarece ne indică în mod clar cînd o anumită porţiune din zăcămînt poate intra în exploatare şi ce lucrări sînt necesare pentru aceasta.

Pentru ca această clasificare să fie cît mai utilă, în cadrul fiecărei categorii arătată mai sus, trebuie să se facă subgrupe la care să se menţioneze detaliat gradul de deschidere sau

de pregătire în care se află rezerva respectivă, eventual şi timpul necesar pentru pregătirea ei de abatat, de exemplu: deschise pe o singură latură, pe două, sau deschise şi creat şi galeria de preabataj etc. Aceste subgrupe diferă de la metodă la metodă de exploatare. De asemenea, în paralel cu aceste subgrupe, să se menţioneze dacă rezervele sînt active sau inactive temporar datorită inundaţiilor, surpării temporare, aprinderii zăcămîntului etc.

Efectuînd, într-un calcul de rezerve toate clasificările menţionate mai sus se obţin într-adevăr date reale şi utile asupra zăcămîntului pentru diversele planificări şi calcule ulterioare.

Clasificările de mai sus fiind efectuate pe criterii diferite, e normal că nu se exclud una pe alta. În unele cazuri, însă rare, ele se suprapun întrucîtva, de exemplu, rezervele de categoria A din grupa II de zăcăminte deschise prin lucrări miniere sînt deja considerate deschise, însă aceste suprapuneri sînt absolut parţiale.

Calculul de rezerve se face la perioade mai largi, de 3—5 ani de obicei, iar anual nu se face decît o mişcare a rezervelor.

Atît calculul cît şi mişcarea rezervelor se expune într-un raport documentat în amănunţime şi susţinut de un bogat material grafic.

Bibliografie

Prokofiev P. A.: Metode practice pentru calcularea rezervelor zăcămintelor de minereuri — Editura Tehnică 1955.

Smirnov I. V.: Calculul rezervelor de materii prime minerale. Editura de Stat pentru literatură geologică — Moscova 1950.

Usakov N. I.: Geometrie minieră, Editura Tehnică 1954.

Explozor pentru procedeul de împuşcare cu întîrzieri de milisecunde

Ing. **Mariella Georgescu** *)

Procedeul împuşcării cu întîrzieri de milisecundă pentru explodarea găurilor de mină s-a dovedit ca o inovaţie foarte importantă, care perfecţionează mult cea mai costisitoare şi cea mai importantă operaţie a exploatării miniere.

Procedeul constă din împuşcarea găurilor de mină, în mod succesiv, la intervale de timp de ordinul milisecundelor. Undele elastice produse de explozii vor da naştere, în acest fel, la fenomene de interferenţă dirijată în vederea obţinerii unor anumite rezultate.

Una din problemele importante ale procedeului milisecundă este construirea explozorului care să permită reglarea cu precizie a întîrzierilor.

S-au propus pînă în prezent explozoare diferite, dintre care amintim:

1. Explozor bazat pe căderea liberă a contactului, sub formă de clopot, peste ploturi reprezentate prin inele metalice pe o bară de material izolant (sistem Kota). Aparatul dă rezultate bune, cu condiţia ca frecarea să se păstreze invariabilă iar contactele să funcţioneze perfect.

2. Contacte produse prin intercalarea lor pe distribuţia produsă de un motor sincron. Rezultatele sînt foarte bune dar aparatajul este complicat şi voluminos.

3. Aparat electronic bazat pe întîrzierile produse de circuite legate prin lămpi electronice. Construcţia Siemens se bazează pe întîrzieri produse în aprinderea lămpii Thyratron, produsă de descărcarea unui condensator, care, la rîndul ei, dă foc capselor prin descărcarea unor condensatori speciali. Rezultatele sînt foarte bune.

Explozor cu circuite tampon

Întîrzieri de milisecunde mai sînt întrebuinţate şi în alte aparate cu circuite electronice, între care amintim regulatoarele semiautomate de amplitudini şi mixerele de la staţiile de seismometrie, iar întîrzieri mici sînt obţinute în radiotehnică cu ajutorul circuitelor tampon.

Pe baza acestui material, s-a putut imagina o schemă de montaj pentru întîrzieri de ordinul milisecunde.

Schema propusă constă din mai multe circuite de aprindere cu întîrzieri de milisecundă reglabile, compuse din releuri identice acţionate prin aprinderea lămpilor Thyratron. Grilele de aprindere ale lămpilor Thyratron sînt legate la filament prin circuite tampon reglabile. Toate circuitele primesc simultan un semnal prin închiderea unui circuit de grilă al unei lămpi pentode 6J7.

Lămpile Thyratron 2050 (Tetrode) utilizate în construcţie au proprietatea de a emite prin circuitul de placă un curent de 100 mA la o tensiune de vîrf de 650 V, numai dacă tensiunea grilei de aprindere a depăşit o anumită

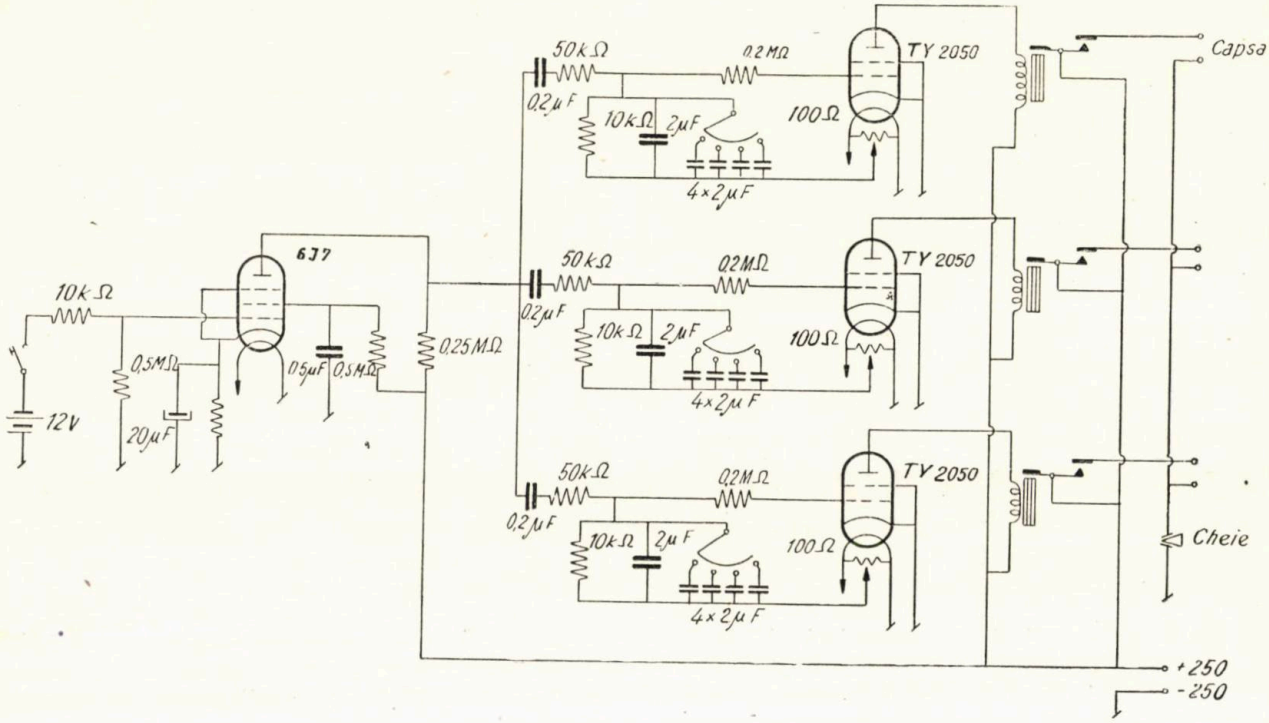
*) Referat prezentat în cadrul sesiunii ştiinţifice din 1955 a cercului studenţesc de la Institutul de mine Bucureşti.

limită. Pentru lămpile 2050 la tensiune de grilă de 6,3 V, lampa se aprinde şi produce un curent de placă de 100 mA. Ea rămîne astfel aprinsă pînă cînd se întrerupe tensiunea de placă.

Figura anexată reprezintă un montaj pentru trei circuite de împuşcare; numărul circuitelor poate fi însă multiplicat chiar la peste zece.

va ridica tensiunea de aprindere pentru circuitele cu lămpi Thyratron.

Funcţionarea nu are loc pînă nu se introduce cheia de siguranţă care va fi totdeauna legată strîns de un şnur prins de gîtul artificierului, astfel ca să nu fie introdusă înainte de a se lua măsurile de securitate. De asemenea, curentul anodic nu va funcţiona dacă bu-



Montajul poate fi executat într-o cutie blindată cîntărind 2—4 kg, iar în cazul cînd va cuprinde şi bateriile electrice, încă cca. 3—4 kg în plus.

Fiecare circuit de împuşcare se compune dintr-un condensator de intrare de cca. 0,2 μ F în serie, cu o rezistenţă de 50 000 Ω, servind la izolarea circuitului. Intrarea este legată printr-o rezistenţă de grilă de 200 000 Ω şi un circuit tampon reprezentat printr-o rezistenţă de 10 000 Ω în paralel, cu un condensator cu trepte variabil de la 2 μ F la 10 μ F. La nevoie se poate introduce încă o serie de condensatori variabili pentru a forma subdiviziuni.

Placa lămpii Thyratron este legată la un releu de precizie, care va închide circuitul de aprindere al capsei.

Circuitele de aprindere sînt legate de circuitul de placă al pentodei 6J7, înaintea rezistenţei de 250 000 Ω.

Pentoda are grila negativată printr-o rezistenţă de 500 000 Ω.

Închizînd cu un buton circuitul grilei cu tensiunea pozitivă a unei baterii de 12 V, pentoda va emite un curent de cca. 14 mA care

tonul de aprindere nu este scos. În acest fel lămpile Thyratron sînt stinse.

În primul rînd, se vor lega circuitele de aprindere ale capselor; la circuitul care se va aprinde întîi, se va potrivi condensatorii la 2 μ F (probabil capsa din mijloc), iar la circuitele capselor vecine se vor da întîrzierile prescrise prin potrivirea condensatorilor variabili, ţinînd seamă că, după calculul iniţial, 2 μ F reprezintă cca. 10 ms.

Se va face apoi legătura la bateriile de încălzire şi anodice ale lămpilor şi se va introduce cheia de siguranţă.

Cînd se va apăsa pe butonul de aprindere pentoda va emite, ridicînd brusc tensiunea în condensatorii de intrare ai circuitelor. Curentul de încărcare al condensatorilor va fi întîrziat de circuitele tampon, în raport cu capacitatea fixată condensatorilor. Ridicîndu-se tensiunea la grilele lămpilor Thyratron, ele se vor aprinde cu întîrzierea dată de condensatori şi vor pune în funcţiune releele pentru aprinderea capselor.

Montajul acesta este construit cu lampa pentodă, pentru a fixa un singur şoc simplu de aprindere, deşi, printr-o manipulare justă, s-ar putea introduce la aprinderea circuitelor curen-

tul anodic la 250 V. Considerăm mai bună soluţia cu pentodă, întrucît costul ei nu este prea ridicat.

Construcţia explozorului trebuie făcută cu multă îngrijire, astfel ca circuitele de aprindere, şi în special releele, să fie perfect identice, iar piesele ce intră în montaje să fie etalonate.

De asemenea, aparatul va trebui încercat şi etalonat.

Construcţia explozoarelor, după această schemă, poate fi executată de laboratoarele obişnuite de radiotehnică, piesele componente fiind normale, exceptînd releele care trebuie construite în mod separat.

Mecanizarea tăierii şi încărcării cărbunilor în abataj şi tendinţele noi în construcţia maşinilor folosite la aceste operaţii

Conf. ing. **V. Cazacu**

In cadrul procesului de exploatare a cărbunelui, lucrările din abataj constituie faza de lucru care cere manopera cea mai multă şi cea mai grea. Eforturile de a mecaniza aceste lucrări sînt foarte vechi. Cu toate progresele făcute între timp în mecanizarea lucrului în mină, lucrările din abataj ocupă şi astăzi 30—45% din efectivul total de muncitori ai minei.

Dacă se ia în considerare numai complexul de operaţii care se execută în abataj, lucrările care cer şi astăzi manopera cea mai multă sînt tăierea şi încărcarea. După unele cronometraje efectuate în Ruhr, tăierea ocupă 23% din timpul muncitorilor, iar încărcarea 30,6% deci în total 53,6%, restul timpului fiind ocupat cu celelalte operaţii (susţinere, pauze, circulaţie etc. La noi în ţară, după unele cronometraje într-o mină de lignit, tăierea ocupă 40,7% din timpul muncitorilor, încărcarea 16,8%, deci peste 57% din timpul de lucru este folosit la executarea operaţiilor care cer şi efortul fizic cel mai mare.

Tăierea cărbunilor, care era lucrarea cea mai grea şi cu debit redus de producţie pe muncitor, a început să fie mecanizată mai de mult (prima maşină de havat a apărut acum cca. 100 de ani), încărcarea, însă, nu a fost mecanizată pînă în ultimul deceniu.

Mecanizarea folosită pentru tăiere nu a redus cu mult manopera, deoarece ea constă numai din lucrul cu ciocanul de abataj, din perforarea mecanică a găurilor şi folosirea explozivilor, sau din amîndouă aceste procedee combinate.

Este adevărat că, în unele bazine miniere, s-a folosit pe scară destul de mare havajul asociat cu celelalte mijloace de tăiere, dar şi aici încărcarea se făcea exclusiv manual.

In ultimii 6—8 ani, mecanizarea lucrărilor în abataj a progresat destul de mult. In abataj, pe lîngă maşinile de havat, s-au experimentat diverse dispozitive şi maşini de încărcat şi au apărut combine de tipuri foarte variate; plugurile, s-au dovedit şi ele în multe cazuri superioare ca rezultate faţă de celelalte tipuri de mecanizare a tăierii.

Datorită acestor împrejurări procentul de cărbune tăiat mecanic a crescut în toate ţările. Astfel, în Uniunea Sovietică, mecanizarea a fost intens urmărită şi s-a ajuns ca în 1955 să se producă cu havezele şi combinele 61,9% din întreaga producţie. Combinele, care în 1945 extrăgeau 0,1% din producţia totală de cărbuni, au ajuns în 1955 să taie 26,4% din totalul cărbunilor extraşi. In Anglia, procentul de cărbune tăiat mecanic a ajuns 83,8% în 1953, faţă de 75% în 1947; din totalul producţiei s-a încărcat mecanic în 1953 cca. 6,4%, pe cînd în 1947 s-a încărcat numai 2,5%. In Statele Unite ale Americii, unde combinele erau nefolosite înainte de 1948, în 1953 s-a extras cu ajutorul lor 3,4% din producţia de cărbuni. In Ruhr, producţia extrasă cu ciocanul de abataj a scăzut de la 84,7% în 1950, la 78,7% în 1954, însă, în acelaşi interval de timp, tăierea mecanizată cu maşini de havat, pluguri şi combine, a crescut de la 13,6% la 22,1%.

Şi în alte ţări producţia extrasă mecanic a crescut cu mult. Astfel, în Olanda, mecanizarea tăierii cu combinele a crescut de la 8% în 1951, la 18,4% în 1953.

La noi în ţară, deşi în multe regiuni condiţiile naturale sînt nefavorabile, tăierea mecanică cu maşinile de havat a făcut progrese: de la 2,0% în 1948, s-a ajuns la 5,9% în 1955. In acelaşi timp, s-au făcut o serie de încercări privind folosirea combinelor de cărbune.

Faţă de tendinţa ce se desenează în minerit, de a trece la o nouă fază în mecanizarea tăierii şi încărcării cărbunilor din abataj, se impune

un examen amănunţit al maşinilor destinate să execute aceste operaţii.

Orientarea printre numeroasele maşini existente ar fi foarte grea dacă nu s-ar ţine cont de experienţa cîştigată din folosirea lor. Încercările făcute pe scară destul de mare în multe ţări, a permis să se tragă o serie de concluzii privind perfecţionările ce trebuie aduse, atît ca să poată da rezultate mai bune în minele în care s-au dovedit apte să lucreze, cît şi pentru a le putea folosi şi în condiţii mai grele de zăcămînt.

Pentru ţara noastră, unde experienţa folosirii mecanizării tăierii şi încărcării este foarte limitată şi rezultatele în parte neconcludente, tipurile noi de maşini prezintă un interes deosebit şi apar noi posibilităţi de a le aplica.

Maşinile folosite la mecanizarea tăierii şi încărcării în abataje se pot împărţi în :

— maşini care execută numai făgaşul (maşini de havat) ;

— maşini care execută numai încărcarea ;

— maşini care execută tăierea şi încărcarea.

I. MAŞINI DE HAVAT PENTRU FRONT LUNG

Tăierea cărbunilor se execută şi astăzi în mai multe ţări, în special cu maşina de havat. Astfel, în Anglia, în 1954 funcţionau 8500 haveze, iar în S.U.A. 14 000 haveze (cea mai mare parte de front scurt). Este drept că, în unele bazine miniere şi în special în U.R.S.S., maşinile de havat au început să fie înlocuite prin combine, dar în acelaşi timp, în alte regiuni miniere, tăierea cu haveza a făcut progrese destul de însemnate. Astfel, folosirea havezelor s-a extins mult în ultimul deceniu, în Sarre, Lorena şi Polonia. Pentru a putea lucra în condiţii mai grele de zăcămînt, maşinilor de havat li s-au adus o serie de modificări şi au fost chiar fabricate cîteva tipuri noi de asemenea maşini. Astfel, în U.R.S.S., toate maşinile de havat construite în ultimul timp sînt de model nou. În locul maşinii de havat GTK—3M, folosită înainte de 1950 la strate subţiri, a fost introdusă maşina GTK-35, cu un motor de 35 kW, faţă de motorul de 25 kW al maşinii anterioare. De asemenea, sînt noi şi maşinile de havat MV—60 şi KMP—2 care sînt folosite în strate mai groase sau în condiţii mai grele de zăcămînt.

Construcţia maşinilor de havat pentru front lung a progresat şi în alte ţări. Astfel, la expoziţia de maşini miniere de la Paris, din 1955, organizată cu ocazia centenarului Soc. industriei minerale a inginerilor de mine francezi, cei aproape 200 de expozanţi au prezentat o serie importantă de perfecţionări în construcţia acestor maşini [68].

Pentru ca maşina să nu limiteze lungimea frontului şi să nu lungească durata ciclului, ci dimpotrivă să servească drept mijloc de scurtare al acestei durate, s-au construit haveze cu o viteză mare de avans (2—2,5 m/min) în locul vitezelor de 0,6—1 m/min pe care le aveau modelele vechi, ceea ce duce la aproape 100—120 m front tăiat pe oră. La havezele noi, adîncimea făgaşului a fost redusă la 0,80 m—1 m, în loc de 1,30—1,90 m folosită anterior. Se coordonează astfel făgaşul cu pasul de susţinere. Prin aceste modificări s-a ajuns ca o maşină de havat să taie 200 m de front într-un schimb, operaţie care mai înainte se executa cu 2 maşini de model vechi.

Pentru a obţine mărirea vitezei de avans, unora dintre maşinile de tip vechi li s-a introdus în corpul lor un reductor special.

Pentru a asigura buna funcţionare a maşinilor, viteze duble faţă de cele anterioare, precum şi pentru a permite tăierea făgaşelor, în cărbuni mai tari, motoarele maşinilor noi sînt mai puternice, în general de 60 kW. Există o tendinţă foarte accentuată să se folosească motoare şi mai puternice, de 80 kW (80—100 CP), construite din tablă specială şi izolate cu siliconi. De asemenea, s-au construit motoare electrice capsulate, cu ventilaţie dublă. Pentru a nu mări dimensiunile motoarelor şi pentru a reduce pierderile, numeroase motoare sînt construite pentru tensiuni de 500 V.

Acţionarea pneumatică a maşinilor de havat este pe cale să fie înlocuită peste tot cu acţionare electrică.

Pentru adaptarea la cărbuni de duritate variabilă, multe maşini au două viteze de tăiere, de exemplu maşina sovietică KMP-2.

În ceea ce priveşte sistemul de reglare a vitezei de avans, majoritatea havezelor sînt echipate astăzi cu dispozitiv tip clichet, dar se folosesc destul de mult şi dispozitivele cu pulsator şi reglare automată electro-magnetică. Întrucît se consideră că la forţe mari de tracţiune în cablu dispozitivul cu clichet a ajuns la limita unei bune funcţionări, unii autori (Leek şi Treharne) propun să se renunţe la acest sistem. În schimb, începe să-şi facă loc din ce în ce mai mult dispozitivul hidraulic de reglare a avansului, care asigură variaţia vitezei fără trepte intermediare, cum e cazul havezelor noi prezentate de firmele Eickhoff, Anderson, British Jeffrey Diamond, Mavor & Coulson.

Toate maşinile de havat construite în ultimul timp au dispozitive mecanice pentru introducerea braţului în masiv la începerea făgaşului. La cele vechi s-au introdus în corpul maşinii reductoare intermediare, cuplate manual cu ajutorul unei manivele aşezate lateral lîngă haveză, în momentul în care este necesară introducerea braţului în cărbune.

Toate maşinile noi sînt prevăzute cu un dispozitiv de curăţire a materialului mărunt, care este astfel dimensionat încît să poată asi-

gura o curăţire bună a făgaşului. La aproape toate havezele dispozitivul de curăţire este cu melc; unele au un dispozitiv de curăţire cu palete, analog unui ventilator.

Pentru mărirea eficacităţii curăţirii materialului mărunt, unii constructori au montat în spatele braţului o lamă în consolă care se deplasează în făgaş o dată cu braţul şi asigură antrenarea materialului mărunt rămas aici. (fig. 1).

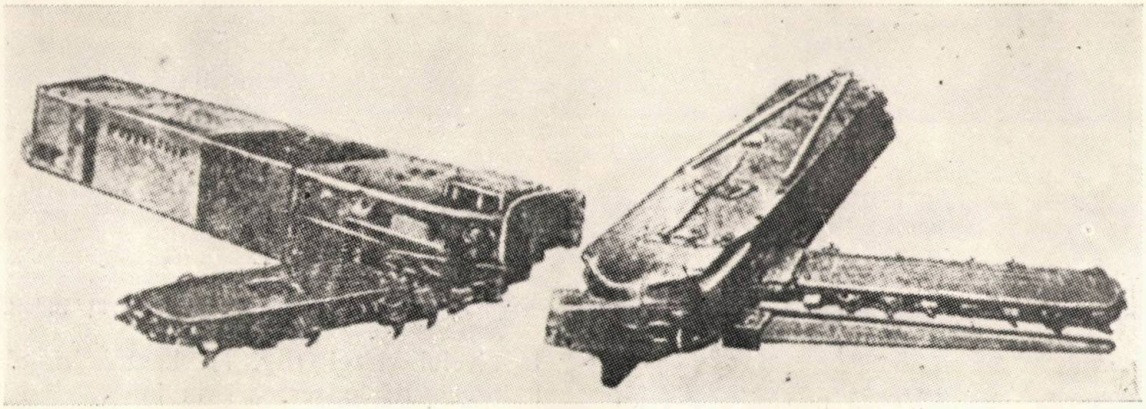


Fig. 1. Lamă de curăţire a făgaşului

Acest sistem dă rezultate foarte bune atunci cînd făgaşul este scobit în intercalaţie, deoarece lama în consolă ajută la scoaterea materialului mărunt, iar melcul o mută în culoarul din spatele transportorului.

Majoritatea maşinilor noi de havat sînt echipate cu dispozitive de stropire pentru micşorarea cantităţii de praf de cărbune din abataj.

În mod obişnuit, lanţul de tăiere al maşinilor noi de havat este de construcţie echilibrată. Se elimină astfel tendinţa de răsturnare pe care o imprimă cuţitul în timpul tăierii, asupra ecliselor ce compun lanţul. Lanţul este confecţionat din oţel de calitate şi are în mod normal o rezistenţă la rupere de 100 t. Lanţurile cu o singură eclisă, deşi mai simple la demontare şi înlocuire, s-au dovedit mai puţin rezistente şi nu au mare răspîndire. Camele port-dinte (măselele) obişnuit sînt forjate şi au

Fig. 2. Came de lanţ echilibrat

loc pentru doi dinţi. Ele au o bordură laterală, care le permite sprijinirea pe marginile canalului de ghidaj al braţului, ceea ce asigură un echilibru transversal mai bun pentru lanţ şi braţ în timpul lucrului şi măreşte durata lor (fig. 2.)

Dinţii armaţi cu metale dure au căpătat utilizare generală deoarece se uzează mai greu. Înlocuirea lor se face mai rar, ceea ce micşorează timpul de pauze în lucru şi măreşte lungimea de front tăiată pe schimb.

Dinţii armaţi cu metal dur în formă de creioane cilindrice au capul îngroşat şi sînt folosiţi în cărbuni mai tari, iar cei armaţi cu metal dur în formă de plăci dreptunghiulare nu sînt îngroşaţi şi sînt preferaţi în cărbuni mai moi.

În mai toate bazinele carbonifere se preferă ca haveza să lucreze de pe transportorul cu raclete blindat, acesta fiind în primul cîmp lîngă front, atunci cînd grosimea stratului permite acest aranjament, adică este mai mare de 80 cm. Abatajele frontale moderne sînt susţinute metalic, cu grinzi în consolă, astfel că maşina poate tăia fără să mai fie necesară scoaterea stîlpilor din front, pe măsură ce maşina înaintează cu tăierea.

Prin folosirea havezelor moderne s-a reuşit să se taie 4—5 fîşii pe zi, cu ajutorul a două maşini de havat şi cu mutarea imediată a transportorului cu raclete. Cum fîşiile tăiate sînt de 0,90 m, înaintarea zilnică obţinută a fost de 4—4,5 m/zi, faţă de înaintarea de 1,2—1,6 m/zi la maşinile vechi. Astfel, s-a dublat sau triplat viteza de înaintare şi s-a mărit producţia dintr-un abataj, cu toate avantajele pe care le aduce mărirea vitezei de înaintare, în ceea ce priveşte reducerea manifestărilor de presiune.

În construcţia havezelor îşi face însă loc din ce în ce mai mult preocuparea ca haveza să treacă de la tăierea făgaşului, la uşurarea cît mai mare a desprinderii cărbunilor din front. În acest scop, s-au adoptat numeroase modificări sau completări ale braţului de tăiere. Uneori se folosesc braţe duble, alăturate, pentru a tăia un făgaş mai înalt, în strate mai groase de cărbuni, care prezintă tendinţa de a se tasa şi a prinde braţul în făgaş, sau acolo unde efec-

tul unui făgaş simplu se dovedeşte insuficient. În alte cazuri, braţele sînt distanţate, cel de-al doilea fiind montat pe turelă (fig. 3), aşa că maşina taie 2 făgaşe paralele. Braţele duble pot fi acţionate independent sau concomitent şi chiar şi în acest caz pot căpăta viteze de tăiere diferite. Lucrul cu braţ dublu ajută la desprinderea cărbunelui prin smulgerea bancului de cărbune dintre făgaşe, iar granu-

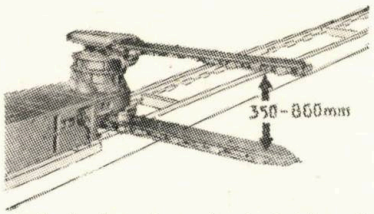


Fig. 3 Maşină de havat cu braţ dublu, din care unul pe turelă.

laţia cărbunelui obţinut este mai bună. Rezultatele nu sînt însă totdeauna satisfăcătoare, ele depinzînd de rezistenţa cărbunelui şi a acoperişului.

De asemenea, se utilizează maşini avînd un singur braţ prevăzut cu un spin de tăiere, echipat cu dinţi şi montat pe braţ, la capul de întoarcere a lanţului tăietor (fig. 4).

Spinul capătă mişcarea de rotaţie prin intermediul lanţului tăietor şi, cum el se găseşte în timpul lucrului în fundul făgaşului, produce desprinderea cărbunelui din masiv.

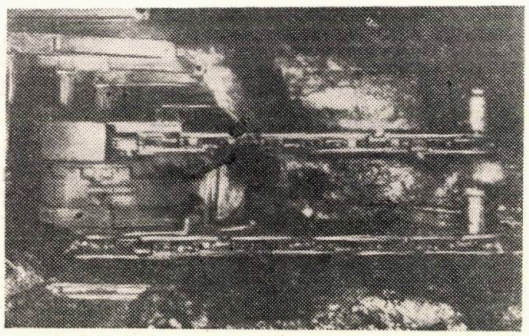


Fig. 4. Maşină de havat cu braţ dublu cu spin

Deoarece aşezarea maşinii de havat pe transportorul cu raclete blindat lasă în vatră un banc de cărbune înalt de 30—40 cm, care trebuie tăiat şi încărcat manual, s-au încercat mai multe dispozitive care să-l desprindă. Sistemul cel mai simplu constă în montarea maşinii de havat pe o sanie înclinată, astfel ca braţul să taie cărbunele oblic spre vatră, micşorînd grosimea bancului care poate fi desprins mai uşor. S-a încercat şi folosirea braţului îndoit, după brevetul Hoy (fig. 5).

Pentru ca acest tip de lanţ să se poată îndoi în două plane, se folosesc eclise şi bolţuri de formă specială (fig. 6) cu articulaţie în formă de rotulă. Aceste lanţuri însă se uzează repede din cauza prafului. De aceea, pare mai bun dispozitivul de tăiere a bancului inferior cu braţ dublu, cel de-al doilea braţ fiind aşezat

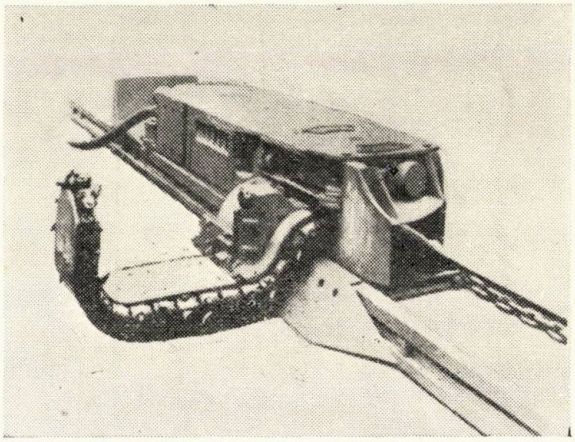


Fig. 5. Maşină de havat cu braţ îndoit.

la nivelul vetrei (fig. 7). Lanţul braţului inferior capătă mişcarea prin intermediul lanţu-

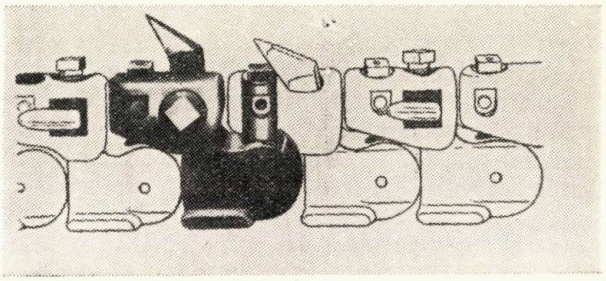


Fig. 6. Lanţ Hoy.

lui superior şi al unei stele situate la capul de întoarcere.

Toate aceste modificări sînt menite să îmbunătăţească rezultatele obţinute cu maşinile de havat şi să le mărească cîmpul de întrebuinţare.

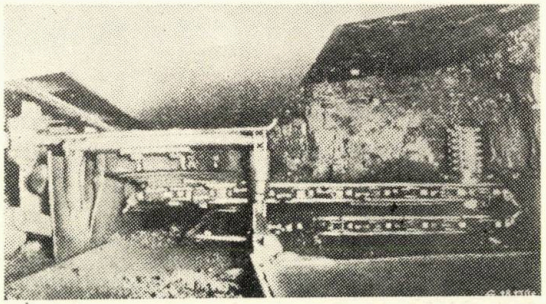


Fig. 7. Maşină de havat cu braţ dublu, cu tăiere la vatră.

În tendinţa actuală de mecanizare complexă a operaţiilor de lucru în subteran, maşinile de havat reprezintă un stadiu intermediar şi incomplet de mecanizare pe cale să fie depăşit

de mașinile care execută mecanic toate lucrările de exploatare.

Cu toate perfecționările intervenite în ultimul timp la mașinile de havat, este probabil ca ele să înceapă să-și restrîngă întrebuințarea în viitorul apropiat, așa cum s-a întîmplat în U.R.S.S. în decursul ultimului cincinal.

II. ÎNCĂRCAREA MECANIZATĂ ÎN ABATAJE

În numeroase țări s-a pus în ultimii ani problema eliminării sau cel puțin a reducerii încărcării manuale din abataje. Pentru a obține acest lucru s-a mers pe trei căi :

— încărcarea prin împușcare ;
— încărcarea cu mașini de încărcat ;
— încărcarea cu ajutorul combinelor.

Stadiul actual al realizării acestei tendințe este foarte diferit în principalele bazine carbonifere ale globului.

În unele regiuni, la metoda de exploatare cu front lung, încărcarea manuală este micșorată prin introducerea susținerii metalice și a grinzilor în consolă, care permit montarea transportoarelor cu raclete, obișnuit de construcție blindată, chiar lîngă front. In momentul împușcării, o bună parte din cărbune este aruncată pe transportorul cu raclete, suprimîndu-se încărcarea. Cantitatea încărcată prin împușcare variază cu grosimea stratului, cu adîncimea cîmpului de înaintare a frontului și cu procedeul de împușcare. Ea nu întrece 35—50% din cărbunele tăiat.

Metoda este simplă, puțin costisitoare și aduce o creștere destul de importantă a randamentului în abataj, dar nu rezolvă problema decît parțial, mare parte din cărbune trebuind să fie încărcată manual. De aceea, metoda trebuie considerată drept soluție tranzitorie, pînă la punerea la punct a încărcării mecanizate.

In cadrul metodei de exploatare cu camere și stîlpi, încărcarea se face în prezent mai ales cu mașini de încărcat speciale. Astfel, în S.U.A. unde această metodă de exploatare este generalizată, în 1954 72% din producție a fost încărcată mecanic. Marea majoritate a producției (66,5%) a fost încărcată cu mașini de încărcat de mare debit, de tip „cu labe“ sau cu raclete (Joy, Jeffrey sau analoage), care se mișcă pe șenile dintr-o cameră în alta. In 1954 erau în serviciu 4 133 asemenea mașini. O mică parte din producție (2,4%) a fost încărcată cu mașini tip cioc de rață și numai 3,4% din producție a fost încărcată cu ajutorul combinelor. Preferința dată acestui sistem de încărcare se datorește, în afara metodei de exploatare, condițiilor naturale foarte favorabile în care se găsesc stratele din S.U.A .

La metoda de exploatare cu front lung, încărcarea mecanică a fost introdusă într-o mică măsură mai ales în regiunile unde masinile de havat sînt folosite pe scară mare. Astfel, în Anglia, în anul 1954, s-au încărcat cu mașini de încărcat 2 150 000 t cărbuni. Dispozitive de încărcare de acest fel au fost folosite și în alte regiuni miniere, ca în Sarre, Ruhr și Polonia. În U.R.S.S. s-a dat o atenție deosebită acestei probleme, însă în ultimul timp, datorită înlocuirii mașinilor de havat prin combine, încărcarea se face în special cu ajutorul combinelor.

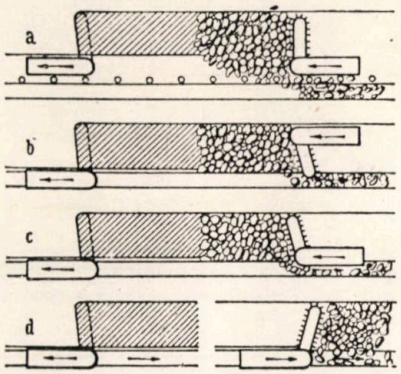


Fig. 8. Incărcarea cărbunelui cu mașina de havat.

Mașinile de încărcat folosite în abatajele frontale s-au compus mai ales din mașini de havat și, într-o mai mică măsură, din mașini speciale destinate exclusiv încărcării. Sistemul cel mai simplu folosit a fost ca mașina de havat după tăierea făgașului, la coborîre, să facă funcția de mașină de încărcat. In acest scop se modifică unghiul pe care îl face brațul mașinii de havat cu axul acesteia, se schimbă dinții normali cu dinți speciali sau cu raclete în consolă și se modifică sensul de mișcare a lanțului, iar pe braț se montează o cormană de plug care să dirijeze mișcarea cărbunelui (fig. 8).

De obicei, mașina circulă pe banda cu raclete și e prevăzută cu un ghidaj. Sistemul s-a practicat în mai multe țări și există și tipul sovietic VPM—I.

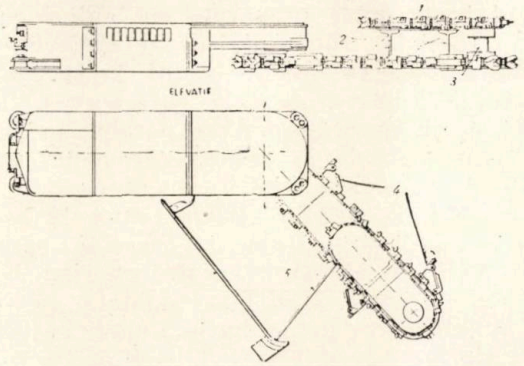


Fig. 9. Incărcătorul Lambton

Dacă frontul este prea lung, sau dacă acoperișul stratului este slab și încărcarea cărbunelui tăiat nu poate întîrzia, se folosesc două mașini care lucrează concomitent, una taie fă-

gaşul, iar cealaltă execută încărcarea, cu un oarecare decalaj în spaţiu. La acoperiş mai moale, operaţia se face pe porţiuni mai scurte de front.

obişnuit. Pentru încărcare, braţele sînt aşezate în unghi, astfel ca braţul superior să fie îndoit spre fundul tăieturii, iar braţul inferior este înlocuit printr-un braţ cu partea finală îndoită

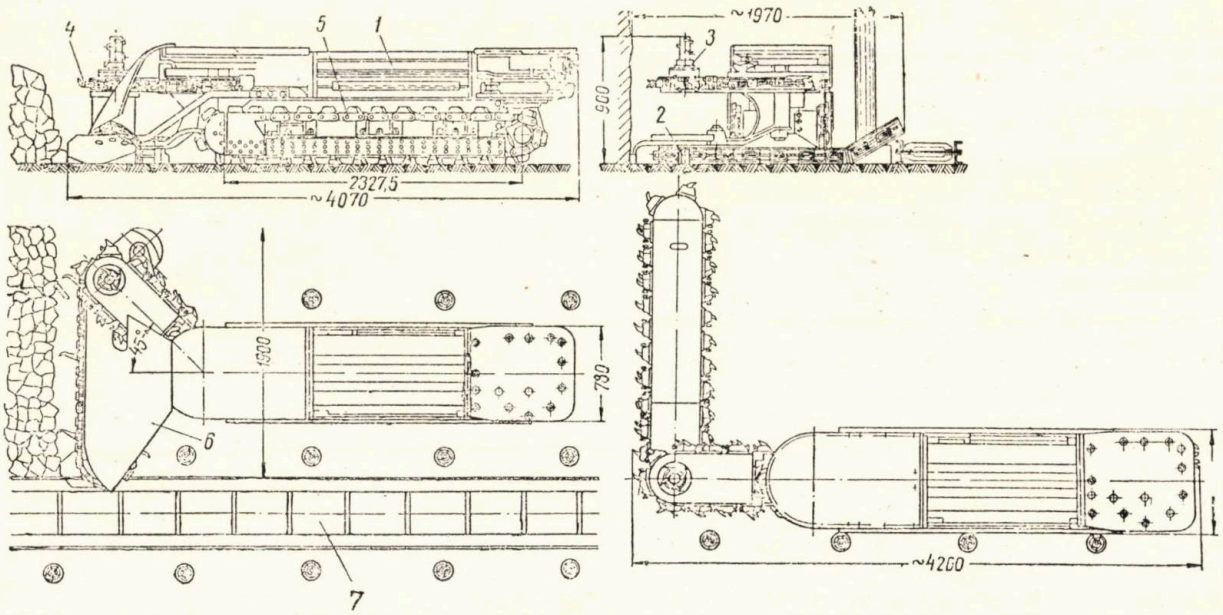


Fig. 10 şi 11. Maşină de havat şi încărcat UDPT—2

Pentru a obţine o afînare mai bună a cărbunelui din front s-a modificat viteza lanţului celei de-a 2-a haveze, care lucrează la încărcare, reducînd-o la 1,8 m/s, deoarece la viteza normală de tăiere lanţul mai mult sfărîmă cărbunele decît îl încarcă. S-a căutat să se construiască şi alte organe de încărcare mai active şi, în acest scop, s-au montat la maşinile de havat braţe duble prevăzute cu lanţuri cu raclete speciale, cum este cazul încărcătorului Lambton. Acesta are pe braţul de la culcuşul stratului raclete în consolă, care servesc la încărcare, şi un braţ auxiliar paralel, la acoperiş, care serveşte la tăierea cărbunelui nedesprins de pe acesta (fig. 9).

în sus, ca să ajute încărcarea pe transportorul cu raclete şi este aşezat paralel cu treapta tăiată. Maşina, circulînd în cîmpul nou tăiat, încarcă şi o parte din materialul tăiat de la culcuş, de sub nivelul transportorului cu raclete.

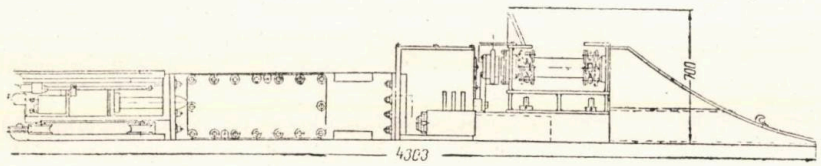


Fig. 12. Maşină de încărcat Egorov

In 1954, în Anglia au funcţionat 42 asemenea instalaţii şi au încărcat 1 260 000 t cărbune.

In U.R.S.S. a fost încercată maşina de havat şi încărcat UDPT-2, montată pe şenile, avînd ca organ de încărcare un braţ compus din două bucăţi articulate (fig. 10 şi 11). Maşina poate lucra atît ca haveză obişnuită, cît şi ca maşină de încărcat. Pentru a lucra ca maşină de havat, prima porţiune de braţ este aşezată în prelungirea axului maşinii, spre tavan, iar cea de-a doua, aşezată faţă de prima la 90°, face funcţie de braţ de haveză

Au fost încercate şi maşini de havat, circulînd în cîmpul nou, echipate cu pluguri puternice pentru desprinderea cărbunelui din fundul făgaşului şi cu un transportor cu raclete, transversal, scurt, care să-l transporte din făgaş pînă la banda principală de transport, cum e cazul maşinii Egorov (fig. 12).

In alte ţări, s-a practicat încărcarea cărbunelui tăiat cu ajutorul unui plug sau chiar două, trase de maşina de havat în mişcarea ei pe transportorul cu raclete, sau de către un troliu special situat în galeria de cap (ca la Eickhoff). Adesea, însă, plugul nu dă rezultate bune din cauza tăriei mari a cărbunelui.

De asemenea, se folosesc maşini de încărcat speciale pentru abatajul frontal, cum e tipul Huwood, avînd ca organ de lucru o bară cu raclete în consolă, prinsă excentric pe două discuri ce se rotesc (fig. 13). Maşina se deplasează în cîmpul nou tăiat, paralel cu braţul maşinii de havat, iar racletele, datorită rotaţiei discurilor, au în acelaşi timp o mişcare

de pătrundere în grămadă şi de deplasare a lor perpendiculară pe front, astfel că trag cărbunele spre transportorul cu raclete situat în lungul frontului.

În 1954, în Anglia funcţionau 21 de maşini de acest fel. S-au mai încercat maşini de în-

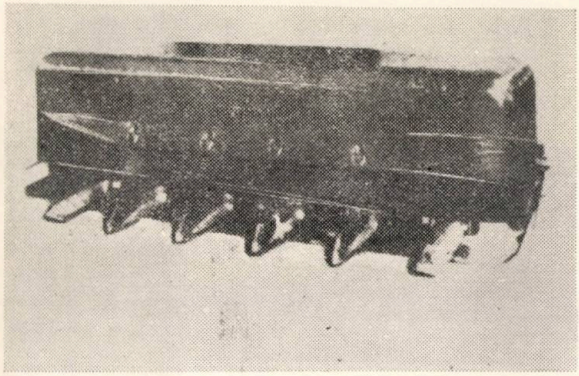


Fig. 13. Maşina de încărcat Huwood

cărcat mobile, bazate pe principiul ciocului de raţă, însă montate pe şenile şi adaptate la abatajele frontale. De asemenea, se încearcă un dispozitiv de încărcare asemănător cu o cutie de scraper (Mossfield), care circulă pe trasportorul cu raclete, fiind tras de un troliu situat în galeria de cap.

In Sarre au fost încercate încărcătoare cu braţe montate pe şenile, tip Joy 12 BU (asemănătoare cu S—153), în strate mai groase de 2 m, cu acoperiş tare. Maşina avînd o viteză de avans de 30 m/h şi un debit de 2 m^3/min, a permis creşterea randamentului de la 3,5 t/post la 6 t/post. Tot în Sarre, sa experimentat

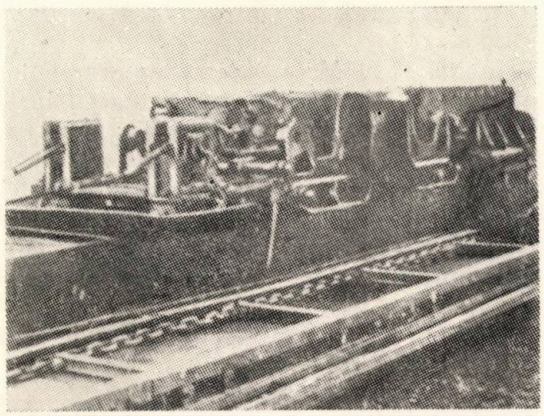


Fig. 14. Maşina de încărcat Quoniam

o maşină specială pentru tăierea şi încărcarea bancului de la culcuş, şi anume: încărcătorul Quoniam (fig. 14). El este compus dintr-un motor, un troliu şi un cap de havat, care circulă în cîmpul nou, rezemat cu partea anterioară a maşinii, pe bancul de deasupra culcuşului şi cu cea din spate sprijinită pe culcuş. Maşina are ca organ de încărcare trei braţe orizontale cu lanţ, ce se mişcă cu viteze diferite şi care mărunţesc şi încarcă cărbunele din acest banc.

Maşinile şi dispozitivele adoptate permit economii de ordinul a 40—50% din manopera de încărcare şi creşterea corespunzătoare a randamentului de lucru din abataje. Deşi aceste maşini asigură o reducere a încărcării manuale, ele nu o suprimă. Folosirea lor este legată de prezenţa unui acoperiş suficient de tare ca să rămînă nesusţinut un interval de timp mai lung, pînă ce se execută atît tăierea cît şi încărcarea.

Încărcarea cu maşini speciale constituie un progres faţă de încărcarea manuală, dar prezintă inconveniente evidente faţă de încărcarea cu ajutorul combinelor, deoarece necesită investiţii suplimentare, oameni pentru deservire şi întreţinere, iar din punct de vedere tehnic un ritm de lucru mai lent, cu debit de producţie mai redus şi cer un acoperiş suficient de rezistent. În stadiul actual al tehnicii miniere ele pot fi folosite în minele în care nu au fost încă introduse combinele sau unde combinele nu dau rezultate bune şi se foloseşte exclusiv maşina de havat.

III. COMBINELE PENTRU LUCRU IN ABATAJE

Actualele combine pentru exploatarea cărbunelui sînt de tipuri foarte diferite. Toate urmăresc realizarea tăierii şi încărcării mecanice a cărbunelui cu o singură maşină.

Mare parte din ele au construcţia bazată pe maşina de havat, prevăzută cu organe de tăiere şi mărunţire, la care s-a mai adăugat un dispozitiv de încărcare pe transportorul din abataj. La unele maşini de acest fel, mai ales la primele apărute, havarea, desprinderea cărbunelui, mărunţirea lui, apoi apucarea lui pentru încărcarea şi mutarea lui pe transportorul din abataj, sînt executate de organe de lucru separate. La cele construite în ultimul timp, organele de lucru ale combinei execută simultan 2 sau 3 operaţii, ceea ce a dus la reducerea numărului de organe şi la simplificarea construcţiei acestor maşini.

Numărul şi varietatea combinelor construite în ultimii 10 ani, şi în special în ultimii 5 ani, a crescut foarte mult.

In afara combinelor destinate exclusiv pentru lucru în abatajul cu front lung, au apărut numeroase combine pentru abatajele cu cameră şi stîlpi, precum şi cîteva destinate pentru front scurt. Unele dintre acestea sînt folosite şi la săparea galeriilor. Principiul lor de lucru este, adesea, foarte diferit şi ele se deosebesc mult din punct de vedere al construcţiei şi tehnicii de lucru.

Pentru examinarea lor se pot folosi diverse clasificări. În cele ce vor urma va fi întrebuințată clasificarea bazată pe principiul de lucru al organului de tăiere, folosită de A. Pelzer [53], cu unele modificări.

Astfel, se pot distinge următoarele clase de combine :

1) Combine cu organul de tăiere format din brațe analoage cu brațul mașinii de havat, asociate în unele cazuri cu bare, discuri sau alte organe pentru desprinderea și mărunțirea cărbunelui.
2) Combine avînd organul de lucru format dintr-un mănunchi de brațe de haveză care se pot roti și mărunțesc dintr-o dată cărbunele prin acțiune directă, analoagă cu aceea a dinților unei pile.
3) Combine avînd ca organ principal de desprindere un braț inelar, care lucrează singur sau împreună cu alte organe de mărunțire.
4) Combine care lucrează prin frezare, cu freze frontale.
5) Combine care lucrează prin frezare, cu freze cilindrice.
6) Combine care lucrează prin găurire.
7) Combine care lucrează prin așchiere, plugurile.

I) Combine cu principiul de lucru bazat pe brațul cu lanț, completat cu alte organe de tăiere

La o mare parte din primele combine apărute construcția s-a bazat pe haveza obișnuită, la care s-a adăugat un dispozitiv de mărunțire.

Deși principiul lor de lucru era simplu, puține dintre aceste mașini au ajuns să fie folosite în serie.

Combina Meco-Moore este una din primele care au găsit întrebuințare în practică. Ea a început să fie folosită în timpul celui de-al doilea război mondial.

Combina este prevăzută cu două brațe de tăiere drepte, echipate cu lanț. Primul lanț taie un făgaș inferior, cel de-al doilea taie un făgaș la acoperișul stratului. Lanțurile celor două brațe au mișcarea în sens invers. Adîncimea făgașului este de 1,65 m în cărbune moale și de 1,05 m în cărbune tare. Pentru tăierea celei de-a cincea fețe libere se folosește un braț vertical, care taie un făgaș paralel cu frontul, la fundul cîmpului nou tăiat. Făgașul tăiat cu brațul orizontal inferior e ceva mai lung decît cel tăiat deasupra, pentru a ușura desprinderea cărbunilor, fără însă să se provoace forfecarea acoperișului. Mașina are ca organ de încărcare o bară cilindrică, pe care sînt montați o serie de dinți așezați în spirală.

Cu ocazia avansului combinei, bara, care execută o mișcare de rotație, ridică cărbunele din grămada în care a căzut și îl răstoarnă pe un mic transportor cu plăci metalice, așezat alături de ea. Transportorul ridică materialul și îl încarcă pe banda cu raclete așezată în lungul abatajului frontal.

Combina are o construcție masivă, este folosită în strate de peste 90 cm grosime, și poate tăia 120—150 m lungime de front pe schimb. Ea

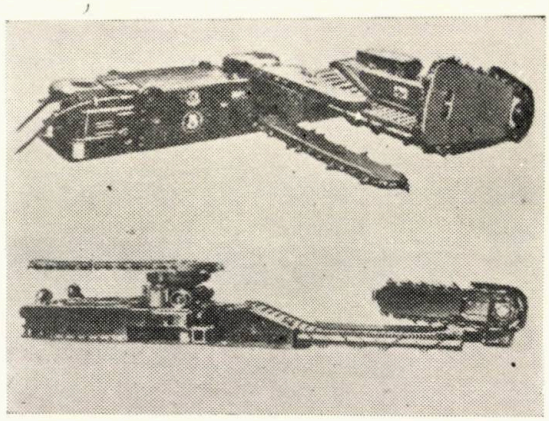


Fig. 15. Combina Meco-Moore

cere cărbune omogen și nu prea tare, în strate regulate, cu înclinare mică. Asemenea condiții de zăcămînt favorabile se întîlnesc în bazinele carbonifere din Anglia, unde această combină a găsit o răspîndire destul de mare.

Astfel, în 1955, în Anglia, s-au produs cu ajutorul a 142 combine Meco-Moore, 2 585 000 t de cărbuni. Numărul lor a crescut în fiecare an (în 1947 erau numai 25 în funcțiune). Debitele de producție ajung pînă la 570 t/schimb. După datele statistice, folosirea acestei combine aduce o creștere a randamentului în abataj de 22% față de exploatarea cu mașina de havat, iar avansul zilnic al frontului este de 2 m. Randamentul la tăiere ajunge la 25 t/post, iar cel mediu pe abataj, pe întreaga producție, este de 6 t/post.

Combina Meco-Moore are și importante inconveniente. Astfel, necesită nișe mari săpate la cele două extremități ale frontului, care ajung la 4 x 4 m, pentru a permite decuplarea încărcătorului combinei și schimbarea sensului ei de mers. Întoarcerea mașinii la capete durează mult, cel puțin 1 ½ — 2 ore, cu toate simplificările introduse în ultimul timp în aceste operații, ceea ce face ca să nu se poată scoate mai mult de o fîșie pe schimb. Combina necesită acoperiș tare și mărește procentul de cărbune mărunt în cărbunele produs.

Combina Logàn este construită pe același principiu ca și mașina Meco-Moore, însă este prevăzută cu 3 sau 4 brațe de havaj orizontale. Pentru a permite tăierea cărbunilor în strate cu acoperiș mai moale, adîncimea de tăiere s-a redus la 0,7—0,8 m. Construcția mașinii este mult mai ușoară ; ea însă nu are răspîndire.

Combina Gloster Getter are organul de tăiere compus din 4 brațe cu lanț: 2 orizontale și 2 verticale. Brațul orizontal inferior este dublu,

cel superior este normal. Braţele verticale sînt destinate să desprindă cărbunele din masiv şi să-l mărunţească (fig. 16).

Drept organ de încărcare se foloseşte un plug tras de combină. Caracteristic e faptul că făgaşul are adîncimea numai de 75 cm, iar maşina are o construcţie mai uşoară.

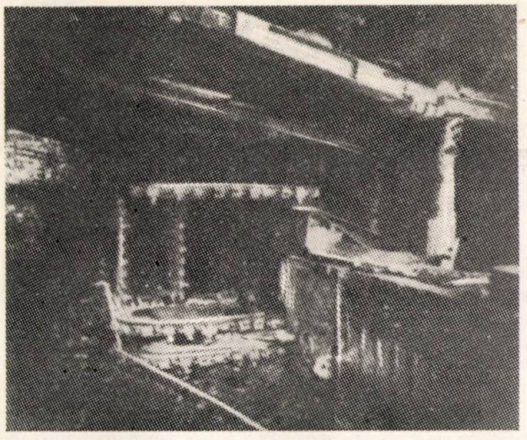


Fig. 16. Combina Gloster-Getter

Viteza de avans a maşinii ajunge practic la 0,90—1,20 m/min şi permite tăierea rapidă a frontului. Taie în cărbuni tari şi lemnoşi. Circulă pe un transportor cu bandă inferioară sau o bandă cu raclete blindată. Caracteristicile constructive o fac potrivită pentru zăcăminte cu acoperiş ceva mai puţin tare decît cel pe care îl necesită combina Meco-Moore. Schimbarea de direcţie de mers poate fi realizată în 40 de minute, deoarece trebuie întors doar plugul de încărcare. Aceasta permite să se scoată două fîşii pe schimb.

Combina Gloster lucrează bine în strate cu grosimea de 0,75—1,50 cm şi înclinare sub 20°. Randamentele în abataj sînt bune, debitele de producţie în general nu sînt mari (sub 150 t/schimb). Prezenţa multor braţe de tăiere aduce o creştere a procentului de cărbune mărunt, faţă de tăierea cu haveza. Deşi a apărut mai de mult, răspîndirea ei se face destul de lent. Totuşi, faţă de 11 bucăţi în funcţie în 1952, în trim. IV 1954 erau în funcţie 18 bucăţi.

Combina North Gawber încercată în Anglia, se compune dintr-o haveză Samson avînd braţul îndoit în sus ; adîncimea făgaşului este de 1,37 m. Maşina e urmată de un încărcător Huwood. A dat rezultate bune în strate subţiri cu grosimea sub 1 m şi cu cărbune moale sau friabil, şi a asigurat o creştere a randamentului de 30%. Această maşină, ca şi alte maşini cu braţul de tăiere curb, al cărui prototip este braţul Serdiuc, a fost încercată şi în Germania şi Franţa, însă dă rezultate bune numai în condiţii foarte favorabile. În plus, apare o uzură mare a lanţului care trebuie să aibă o construcţie specială.

Combina MBK-1. În Uniunea Sovietică lucrările de proiectare, construcţie şi încercare a combinelor pentru front lung au început încă din 1926. Printre diversele tipuri încercate şi duse pînă la încercări în serie mică, a fost combina Bahmuţki (B—6—39), care avea ca organ de lucru un braţ de haveză pentru tăierea făgaşului la vatră, şi o bară cu discuri pentru tăierea şi desprinderea stratului de cărbune. Încărcarea se executa cu ajutorul unei benzi scurte de încărcare. Primele rezultate au fost încurajatoare. Ideea a fost reluată de Abacumov şi alţii, în anii 1945—1947, cînd s-au construit combinele AMB—1, VNAT—2, VNAT—1, bazate pe acelaşi principiu de tăiere, combine care s-au dovedit corespunzătoare în cărbuni moi. Ultima construcţie de acest fel o constituie combina MBK—1 (fig. 17). Ea a fost încercată în 1950. Organul de lucru se compune din 2 braţe drepte, care taie făgaşe de culcuş şi acoperiş şi o bară cu discuri situată puţin în spatele braţelor de havat, destinată pentru mărunţirea blocului de cărbune havat. Braţul superior poate fi reglat în înălţime pentru a nu lăsa lipitură de cărbune la acoperiş. Încărcarea se face pe un transportor scurt, iar în ultimul timp s-a prevăzut un transportor cu raclete în consolă.

Combina a fost construită pe baza havezei MV 60 şi destinată pentru strate cu o grosime de 0,8—1,5 m, avînd înclinarea mică. Coborîrea maşinii în lungul frontului se face relativ repede, iar consumul de energie este mai mic decît la combinele inelare. Perfecţionarea ei însă nu

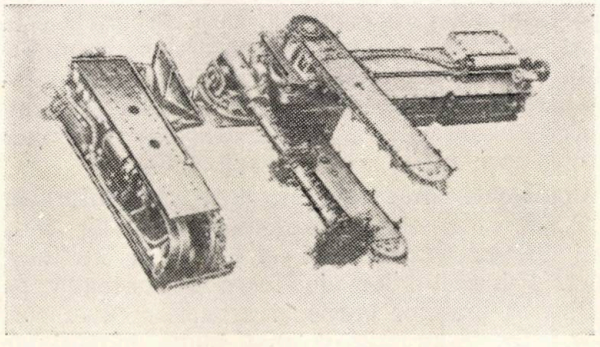


Fig. 17. Combina MBK—1

s-a continuat, datorită dezvoltării luate de combinele inelare.

Combina UKMG, construită şi folosită în U.R.S.S., este bazată tot pe principiul tăierii la acoperiş şi culcuş, cu ajutorul braţelor de haveză. (fig. 18).

Ea este destinată pentru tăierea stratelor foarte subţiri de cărbune coxificabil, cu o grosime de 0,4—0,6 m.

Combina se compune dintr-o maşină de havat de tip GTK—35, prevăzută cu un braţ care se îndoaie spre vatră, apoi este paralel cu acesta. Pentru desprinderea şi mărunţirea cărbunilor maşina are un al doilea braţ aşezat la acoperi-

şul stratului, sprijinit pe braţul inferior prin intermediul unui ax vertical. Pe acest ax se găseşte şi un disc orizontal de mărunţire. Braţul superior, ca şi axul şi discul, capătă mişcarea de la braţul inferior.

Incărcarea cărbunelui tăiat se face cu ajutorul lanţului de la braţul inferior. In acest scop, în spatele combinei este montat un scut metalic vertical, care se mişcă în cîmpul nou din spatele braţului de tăiere. Cărbunele tăiat se adună între braţ şi scutul metalic din spatele maşinii şi este transportat de ramura goală a lanţului, care circulă în sens invers sensului obişnuit la haveze. Incărcarea se face pe o bandă cu raclete cu jghiaburile alăturate. Adînci-

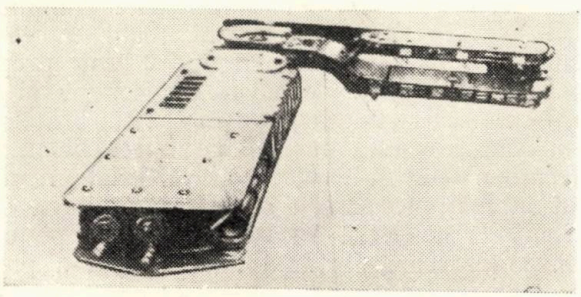


Fig. 18. Combina UKMG.

mea de tăiere de 1,45 m la tipul iniţial a fost mărită la 1,85 şi chiar 2 m la ultimele tipuri apărute (UKMG—2M, UKMG—47 şi PMG—2). Debitul este de 20 t/h. Randamentele obţinute au fost de 2,3—3,5 t/post, faţă de 1,32—1,9 t/post obţinut fără combină. Deşi cărbunele este foarte mărunţit acest lucru nu are mare importanţă, deoarece combina e folosită la exploatarea stratelor de cărbune coxificabil. Ea prezintă marele avantaj că permite exploatarea unor strate, care altfel sînt neexploatabile.

Combinele Macarov au fost construite în U.R.S.S. şi destinate exploatării stratelor ceva mai groase (între 1,15—2,2 m) cu înclinări mici. Principiul lor de lucru se bazează pe utilizarea braţelor curbe şi a barelor cu discuri (fig. 19). S-au folosit mai multe maşini de havat suprapuse. Tipurile KM-4 şi KM-6 se compun din trei haveze, iar tipul K-5 din două haveze suprapuse. Datorită acestei împrejurări, combinele au în mod obişnuit trei braţe îndoite, două bare cu discuri şi o bară dreaptă. Maşinile sînt aşezate astfel, încît braţele să nu taie în acelaşi plan. Maşinile au lucrat cu făgaşul de 1 m adîncime. Viteza de avans este numai de 0,20—0,32 m/min. Incărcarea se face cu un mic transportor cu raclete aşezat în spatele maşinii. Greutatea maşinii este de 8—10 t. Maşina poate fi folosită numai la înclinări mici, sub 10—12°.

Combina a lucrat cu slăbirea prealabilă a cărbunelui prin împuşcare. S-a ajuns la o producţie de 160 t/schimb şi o producţie lunară de 7750 t, iar randamentul a fost de 7,5 t/post. Randamentul a crescut cu 20% faţă de lucrul fără combină.

Utilizarea combinei nu s-a răspîndit din cauza frontului mare ocupat de la care cerea acoperiş

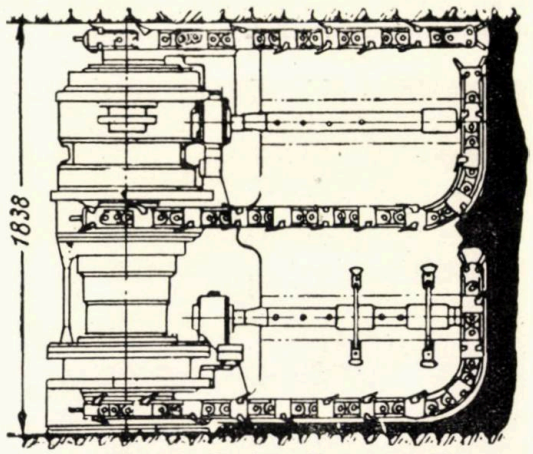


Fig. 19. Combina Macarov K.M.

tare, a tendinţei de prindere a braţelor curbe în făgaş cînd se lucra în cărbunele moale şi dificultăţilor de tăiere în cărbune tare ; în afară de aceasta, combina mărunţeşte mult cărbunele.

In ultimul timp a apărut o clasă de maşini cu principiul de lucru bazat pe tăierea unui făgaş cu ajutorul unui braţ ca la maşina de havat şi la care se adaugă dispozitive de desprindere prin şoc, de genul ciocanului de abataj.

Tipurile de asemenea maşini, construite sau în stare de prototip, sînt :

Combina Konnerth (Jeffrey) este destinată să lucreze în abataje cu front scurt (fig. 20). Se compune dintr-o maşină care se mişcă

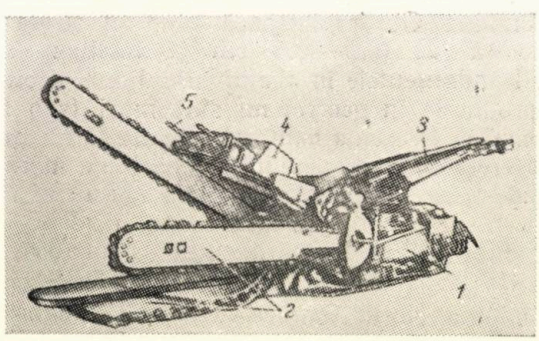


Fig. 20. Combina Konnerth (Jeffrey)

pe şenile cu o viteză de 30 m/min. Ea are montate în faţă două braţe de haveză orizontale, distanţate la 30 cm, care taie un făgaş la vatră şi două braţe verticale aşezate de o parte şi de cealaltă a braţelor orizontale. Deasupra braţelor se găseşte dispozitivul percutant, compus din ciocane vibrante cu 1 800 lovituri pe minut.

Un ciocan vibrant se compune dintr-un cilindru de care sînt sudaţi doi electromagneţi. In

cilindru se găseşte un piston cu mişcare alternativă. Lovitura are o forţă de 13 500 kg. Cărbunele desprins din front alunecă peste braţele orizontale, trece printr-o gură de alimentare pe un transportor care ridică materialul şi îl încarcă în vagonet.

Întreaga instalaţie este acţionată de un motor cu curent continuu, cu bobinajul în serie şi tensiunea de 500 V. El acţionează hidraulic şi braţele transportorului. Ciocanul de abataj electric este acţionat printr-un redresor cu seleniu care realizează un curent pulsatoriu cu o frecvenţă de 30 Hz. Maşina are dimensiuni mari, de aceea poate fi folosită numai în zăcăminte cu acoperişul foarte tare şi cu grosimea de peste 2 m.

După unele date, în prezent ar fi în funcţie în S.U.A. 100 maşini de acest fel. În construcţie se găseşte o maşină de 2,5 m înălţime şi una de 1,85 m înălţime, adaptate la grosimi variate de strat.

Combina Papovicz în curs de experimentare în R.P. Polonă, are principiul de lucru asemănător cu al combinei Konnerth, organul de tăiere fiind compus dintr-un braţ de haveză orizontal şi o serie de ciocane de abataj suprapuse, care formează o tăietură verticală, aşezată diagonal faţă de front. Ciocanele de abataj sînt acţionate de asemenea electric. Cărbunele tăiat este ridicat pe transportorul cu raclete din abataj, prin intermediul unui plug.

Aranjamentul braţului cu lanţ şi al ciocanelor de abataj ale acestei combine este adaptat condiţiilor de lucru dintr-un abataj frontal. Proto-

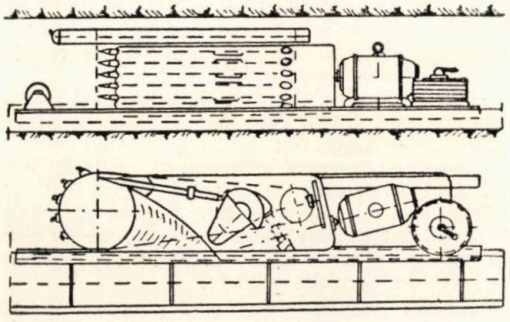


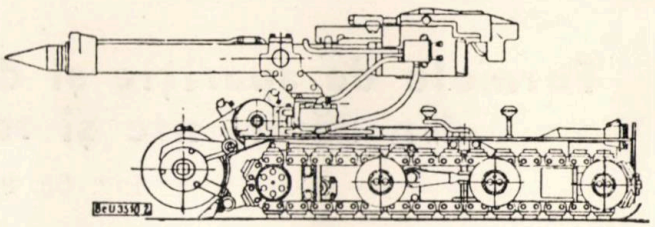
Fig. 21. Combina Popovicz.

tipul încercat s-a dovedit bun în cărbune de duritate medie. Problema mai grea o constituie acţionarea electrică a ciocanelor de abataj.

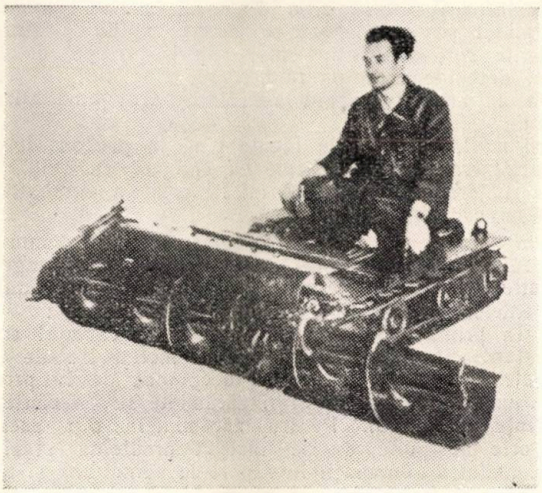
Combina Institutului de cercetări carbonifere din Liège. In ultimul timp a fost creat prototipul unei combine foarte uşoare: compusă dintr-un ciocan de abataj mare, montat pe o maşină de încărcat joasă, al cărei organ de încărcare este un melc (şurub elicoidal) de mare diametru. Intreaga instalaţie se mişcă pe şenile. Ea este destinată să fie folosită în cadrul metodelor de exploatare actuale, fără să se modifice metoda existentă. (fig. 22 a şi 22 b).

Ciocanul de abataj de 2 CP se poate roti lateral şi poate tăia pe raza de lucru a maşinii.

Maşina de încărcat are următoarele caracteristici: lungimea 1,8 m, lăţimea 1,19—1,8, înălţimea (fără ciocan de abataj) 0,41 cm, greutatea totală 1 500 kg. Ea este acţionată de 3 motoare care însumează 17 CP. Maşina poate fi folosită în strate cu grosimea peste 60 cm.



a)



b)

Fig. 22. Combina Inichar Liège

După datele publicate, primele încercări ar fi dat rezultate satisfăcătoare şi se crede că va permite dublarea randamentului în cărbune moale sau friabil şi cu zăcămînt neregulat, cu înclinare mică.

Combinele care execută tăierea pornind de la făgaşul maşinii de havat, la care s-au adăugat braţe suplimentare drepte sau îndoite, precum şi bare cu discuri, dau rezultate bune în cărbune moale sau friabil, cu acoperiş tare. Din această cauză s-au răspîndit numai în puţine regiuni carbonifere, mai ales în bazinele din Anglia şi în stratele foarte subţiri din Donet. Ele s-au dezvoltat, mai ales, în prima perioadă de construcţie a combinelor.

Combinele prevăzute cu organe de desprindere percutante prezintă interes pentru unele din condiţiile existente la noi în ţară, dacă încercările vor dovedi că principiul lor de lucru permite exploatarea cărbunilor cu intercalaţii sideritice tari.

Formele de apariție și de degajare a metanului din zăcăminte și roci, în țara noastră

Ing. Gh. P. Bogdan

Problema emanațiilor de metan, în minele din țara noastră, nu prezintă nici o deosebire esențială față de minele din alte țări. Creșterea uriașă a producției, care se desfășoară într-un ritm din ce în ce mai mare, a determinat pe de o parte o trecere rapidă a minelor existente spre orizonturi mai adînci, iar pe de altă parte, deschiderea unor numeroase mine noi, în care, de la un anumit orizont s-au înregistrat emanații de metan.

Mai mult, observațiile făcute pînă în prezent la noi în țară permit să se afirme că aproape nu există lucrare subterană, în care să nu fie posibile emanații de gaze cu caracter exploziv.

Vom nota aceste observații, care ni se par demne de a fi relevate în momentul de față, pentru a ajunge la anumite concluzii importante în acțiunea de prevenire a accidentelor și avariilor, în lucrările subterane:

1) În primul rînd, în zăcămintele de cărbuni superiori (antracit, huilă) emanațiile de metan trebuie considerate apriorii ca sigure și, deci, încă de la proiectarea unor mine noi, în atari zăcăminte se va conta pe existența metanului. Pentru zăcămintele din această categorie se pune de la început problema stabilirii cuantumului de emanații în raport cu adîncimea și apoi, ceea ce este foarte important, problema stabilirii parametrilor necesari pentru a putea prevedea eventuale erupții de gaze, începînd de la anumite adîncimi.

2) Pentru zăcămintele de cărbuni bruni și de ligniți, observațiile făcute arată neîndoielnic că pericolul metanului nu se semnalează în zonele din apropierea suprafeței, dar, de la anumite adîncimi în jos — care variază de la zăcămînt la zăcămînt, s-a constatat apariția metanului (bazinele Schitu-Goleşti, Doiceşti, Comăneşti etc.).

Pentru minele de ligniți mai trebuie luate în considerație și alte împrejurări, care determină ivirea gazelor explozive în lucrările miniere, și anume:

a) Existența nisipurilor acvifere în rocile înconjurătoare ale stratelor, din care se produc uneori emanații de metan, rezultate probabil din transformarea chimică a unor resturi organice, prinse în aceste formațiuni. Ele apar prin fisurile ce se creează o dată cu lucrările miniere sau chiar cu ocazia erupției borchișurilor și pătrunderii lor în lucrările miniere actuale. Primul caz a fost observat în abatajele cu front lung din mina Berevoești, prin umflarea și ruperea marnelor din culcuș, iar al doilea caz, în mina Pescăreasa.

b) Apropierea zăcămintelor de lignit de alte zăcăminte purtătoare de gaze explozive, cum sînt cele de petrol sau cele de gaze naturale. Este cazul minelor Filipeștii de Pădure, Ceptura, în care stratele de cărbune sînt străbătute de sonde petrolifere, din care apar intermitent cantități variabile de gaze de petrol.

Pentru zăcămintele de ligniți, din care cele mai multe nu sînt purtătoare de gaze, apariția în lucrările miniere a gazelor, fie în cazul nisipurilor acvifere, fie în cazul vecinătății cu zăcăminte petrolifere, se face în mod sporadic, la intervale de timp și la locuri de muncă ce nu se pot prevedea, ceea ce constituie o agravare a pericolului.

În concluzie, este necesar ca, încă la deschiderea și pregătirea unui zăcămînt de lignit, să se aplice neapărat regimul de gaze, iar prin studiile și cercetările de prognoză, executate în prealabil (carotajul de gaze), să se stabilească în mod științific regimul viitor al minei, precizat pe „zonele lui Lidin" cît și învecinările cu alte formații geologice, eventual purtătoare de gaze.

O dată stabilit gradientul de variație al metanului, se va putea evalua debitul relativ de gaze al minei, în raport cu adîncimea, ținînd seama și de cazurile expuse la punctele a) și b) de mai sus.

În general deci, pentru zăcămintele sedimentare, se poate considera aprioric că sînt supuse fără excepție pericolului emanațiilor de gaze, fie legate genetic de zăcămînt, fie migrate din alte zăcăminte învecinate (petrol), fie, în sfîrșit, din roci înconjurătoare de tipul nisipurilor acvifere sau de tipul rocilor poroase (gresii).

3) Experiența a arătat însă un alt caz particular, dar care ar putea fi întîlnit fără nici o restricție și în alte zăcăminte similare.

Este vorba de apariția unor hidrocarburi gazoase și lichide în salina Slănic-Prahova și care, pe baza unor cercetări preliminare, sînt puse pe seama unor incluziuni organice de mici dimensiuni, prinse în masa de sare și transformate în petrol.

Datorită redusei permeabilități pentru gaze, a sării aflate în zăcămînt, degajarea acestora se produce numai în momentul cînd micile incluziuni petrolifere sînt intersectate de lucrările miniere.

Ca fenomen particular, s-a mai observat și desprinderea unor plăci de sare, în pereții camerelor de exploatare, atunci cînd frontul ajunge foarte aproape de zona îmbibată cu petrol, datorită presiunii exercitate de hidrocarburile gazoase.

Față de marile dimensiuni ale camerelor de exploatare, pericolul unor acumulări de gaze în zona de lucru, avînd ca urmare explozii sau asfixii, este redus, în cazul unui aeraj corespunzător.

În orice caz, pînă la cercetări mai ample ce trebuie executate, se impun și în minele de sare cîteva măsuri urgente, cum ar fi:

— interzicerea de îndată a oricărei flăcări deschise, inclusiv fumatul;

— folosirea explozivilor antigrizutoși, cu capse electrice instantanee;

— asigurarea unui aeraj general corespunzător, care să antreneze și aerul de sub tavanul camerelor de exploatare;

— introducerea unor sisteme de ventilație locală, care să aspire gazele ce se formează în timpul ha-

vării şi perforării găurilor de mină, cu refularea aerului viciat spre tavan;

— introducerea iluminatului electric în construcţie cu siguranţă mărită şi excluderea oricărui alt sistem de iluminat;

— introducerea utilajului electric cu siguranţă mărită, precum şi a tuturor măsurilor de tehnica securităţii, în ce priveşte reţelele electrice, pentru evitarea formării de scîntei sau flacără, conform N.T.S. pentru cărbuni.

4) O surpriză pentru minerit a constituit-o apariţia metanului în lucrări miniere executate în roci în care existenţa metanului nu ar fi putut fi bănuită, anume în roci eruptive.

Este vorba despre emanaţiile de metan (CH_4) în galeria de deschidere de la mina Săsar din regiunea Baia-Mare.

Cazul este destul de vechi, deoarece s-a produs cu cîţiva ani înaintea celui de-al doilea război mondial; socotim însă că el n-a fost suficient studiat şi scos în evidenţă.

În orice caz, date fiind caracterele pe deplin cunoscute ale rocilor eruptive, acest fenomen rar nu poate fi pus decît pe seama unor anumite raporturi tectonice dintre zona eruptivă şi o zonă sedimentară din apropiere, purtătoare de zăcăminte ce conţin metan.

Acest fapt arată clar că, în orice fel de zăcămînt intenţionăm să pătrundem, este necesar şi obligator a studia în prealabil, o dată cu lucrările de prospecţiuni ce întreprindem, şi relaţiile dintre diferitele formaţiuni geologice existente în zona respectivă, în scopul de a preîntîmpina orice surpriză şi deci de a lua din vreme măsurile de prevenire ce se impun.

5) O altă surpriză, de dată recentă, o constituie apariţia metanului la lucrările de săpare a tunelului pentru aducerea apei, la construcţia marei hidrocentrale „V. I. Lenin" de la Bicaz.

Întrucît în zona respectivă nu este cunoscut pînă în prezent nici un zăcămînt de orice natură ar fi el, nu s-a putut bănui existenţa metanului în formaţiunile prin care se sapă tunelul.

Faptul acesta însă, care a intrat din acest moment în patrimoniul experienţei noastre, ne duce la concluzia generală că, în orice roci am pătrunde, chiar dacă lucrările nu au un caracter pur minier, măsurile preventive trebuie să fie identice cu acelea luate în minerit, adică:

— aeraj corespunzător;

— excluderea oricărui utilaj ce produce flacără sau scîntei;

— interzicerea fumatului;

— introducerea iluminatului electric portativ;

— forarea unor găuri de sondă înaintea frontului, cu obligativitatea măsurării presiunii în găuri;

— controlul permanent al atmosferei la locul de muncă, cu ajutorul lămpii de siguranţă cu benzină, cît şi periodic, prin analiza probelor de aer, prelevate din locul de lucru:

— pentru lucrări de mari dimensiuni, de genul tunelului de la Bicaz, se recomandă şi sondaje verticale prealabile, forate în axul longitudinal al lucrării şi analizarea conţinutului de gaze al rocilor traversate (carotaj de gaze). Aceste sonde mai prezintă avantajul că vor putea servi ulterior, în timpul înaintării frontului, drept căi de aeraj cît şi de drenare a gazelor existente în roci, cel puţin pe anumite zone din jurul lor (degazare).

Cu aceste măsuri ne putem apăra de orice surpriză putînd evita deci accidente umane şi avarii.

6) Pentru minele din Valea Jiului, ca şi pentru minele din Banat, se impune, cu deosebită acuitate, rezolvarea teoretică dar mai ales practică, a problemei emanaţiilor de metan, în lumina studiilor şi cercetărilor făcute în ultimul deceniu în U.R.S.S. şi în alte ţări, precum şi în urma dezvoltării în adîncime a acestor mine, cu apariţia unor fenomene eruptive, în degajările de metan.

Concepţia veche, aplicată încă în aceste mine, aceea a închiderii metanului în cărbune sau în roci, pentru a împiedica degajarea lui în cantităţi însemnate, concepţie de altfel valabilă în toate ţările pînă acum 7—8 ani, este combătută astăzi de concluziile la care au ajuns studiile şi cercetările. Acestea au dus exact la concepţia contrară şi recomandă tocmai deschiderea cît mai largă a unor căi pentru degajarea gazului inclus în cărbune şi în rocile înconjurătoare, adică degazarea prealabilă a lor.

Trebuie să recunoaştem că, în aceste probleme ţara noastră a rămas în urmă şi aceasta se datoreşte faptului că în regimul capitalist nu s-a creat la noi o staţie de cercetări pentru problemele de tehnica securităţii.

Regimul clasei muncitoare, înţelegînd importanţa unei staţii de cercetări care să urmărească prin studii şi experienţe evoluţia lucrărilor miniere şi a condiţiilor permanent schimbătoare în care ele se desfăşoară, a creat această instituţie între anii 1949—1951, iar din anul 1951 ea a început să-şi desfăşoare activitatea.

În momentul de faţă, deşi încă tînără, Staţia de Cercetări pentru Securitate Minieră din Petroşani a început să îmbrăţişeze din ce în ce mai larg problemele ce se pun mineritului nostru.

Între alte numeroase sarcini ce i s-au pus, Staţia de Cercetări pentru Securitatea Minieră din Petroşani are de studiat şi de rezolvat şi problema spinoasă a emanaţiilor de metan din ţara noastră.

Întîrzierea, în raport cu alte ţări, cu care această staţie a fost creată, şi care se datoreşte lipsei de preocupare a trecutelor guverne capitaliste, pentru problemele de tehnica securităţii, apasă însă greu asupra mersului cercetărilor.

În această privinţă, este deajuns să arătăm că, din lipsa în trecut a unei staţii de cercetări dotată cu aparatura necesară, nu avem astăzi nici un fel de date precise asupra regimului emanaţiilor de gaze din trecut, ceea ce ar fi permis să se stabilească gradientul degajărilor de metan şi deci evaluarea debitului relativ al emanaţiilor, la diferite orizonturi din adîncime. Această lipsă îngreunează foarte mult cercetările executate de Staţia Petroşani şi va trebui făcut un efort considerabil pentru a se dota Staţia cu aparatura necesară lucrărilor de cercetări, care să ne aducă la acelaşi nivel cu staţiile similare din străinătate.

Unele manifestări de gaze, cu forme eruptive ce s-au produs în cursul anilor 1955 şi 1956, atît în minele din Valea Jiului, cît şi la unele mine din Trustul Cărbunelui Anina, ne obligă să grăbim dotarea staţiei şi începerea urgentă a cercetărilor, bazate pe noile metode care au fost puse la punct în institutele de cercetări similare din U.R.S.S., R. P. Polonă, R. P. Ungară, R. D. Germană, Anglia şi America.

În anul 1955, cît şi în primul semestru al anului 1956, s-au înregistrat atît la unele mine din Valea Jiului, cît şi la două mine aparţinînd Trustului Cărbunelui Anina, unele forme noi de degajări ale metanului, care, deşi au rămas reduse ca proporţii, totuşi au îmbrăcat net caracterul eruptiv. Ele s-au manifestat sub formă violentă şi au fost însoţite şi de aruncarea unor cantităţi de cărbune mărunt.

În acelaşi timp, în luna iunie 1955, în una din sondele de exploatare forate în flancul sudic al zăcămîntului la Lupeni, şi care a ajuns la acoperişul stratului 5 format din gresii, s-a produs o erupţie de o violenţă deosebită. Noroiul din sondă a fost aruncat la cca. 30 m înălţime, iar gazele au emanat timp de 19 ore cu un zgomot asemănător unei sirene.

În ziua de 23 iunie 1956, orele 16, în mina Lupeni, stratul 15, oriz. 400, s-a produs o erupţie de metan, însoţită de cărbune mărunt, într-o suitoare ce se sapă de la oriz. 400 spre oriz. 480, la 19 m distanţă de oriz. de bază.

Grosimea medie a stratului 15 este 1,50 m, dar la locul unde s-a produs erupţia, grosimea reală este cuprinsă între 0,75—0,95 m.

Inclinarea medie a stratului 15 este de 28° sud-vest, iar în suitoarea în care s-a produs erupţia, este de 31° sud-vest.

În suitoare s-au interceptat, pe lungimea de 19 m, două falii concordante, din care prima la 7 m, iar a doua la 11 m, de la galeria de bază.

Roca din acoperişul principal constă dintr-un banc de argilă cenuşie compactă, fosiliferă cu faună, cu grosime de cca. 12 m. Acoperişul direct: argilă şistoasă friabilă.

Roca din culcuş: gresie cenuşie compactă, tare, cu ciment argilos.

Structura petrografică: predomină vitritul şi claritul. Adîncimea punctului în care s-a produs erupţia, faţă de suprafaţă — 257 m.

Golul produs, de formă conică, a avut un diametru la gură de cca. 0,25 m cu o adîncime de cca. 0,80 m, adică au fost aruncate cca. 0,44 t cărbune mărunt, perpendicular pe faţa frontului, pe o distanţă de cca. 1 m.

Conţinutul de metan s-a urcat imediat la 5%.

În tot timpul schimbului de la orele 14—16 s-au auzit pocnituri în frontul de cărbune, din care erau aruncate bucăţi cu dimensiuni pînă la 1 cm.

Deşi de proporţii reduse, această manifestare a emanaţiei din mina Lupeni prezintă toate caracteristicile unei erupţii de metan: semne prevestitoare, emanaţie puternică de metan (cca. 5—600 m³ în timp de 6 ore), aruncarea de cărbune mărunt cca. 0,44 t.

În afară de aceste două manifestări caracteristice, trebuie notate numeroase degajări din suflătoare, din care, la una s-a înregistrat aruncarea perforatorului din gaură, erupţie de apă cu un jet lung de cca. 20 m, după care s-a produs suflarea cu putere a metanului, din gaura perforată.

Apariţia suflătoarelor în mina Lupeni datează de aproximativ 20 de ani şi prima manifestare mai puternică s-a înregistrat la deschiderea orizontului 565, din puţul orb centru, în gresii.

Producerea unei erupţii de metan, ca cea din 23 iunie 1956, nu constituie deci o surpriză pentru mina Lupeni. Este de remarcat că, în luna iunie 1955, o comisie specială a cercetat situaţia manifestărilor de gaze din această mină şi a propus luarea unor măsuri preventive.

Cu totul altfel se pune problema pentru mina Petrila, unde la data de 30 iunie 1956, adică la 7 zile după fenomenul de la Lupeni, s-a produs o erupţie de proporţii mai mari.

Trebuie accentuat faptul că în această mină nu s-a înregistrat pînă în prezent nici o suflătoare, astfel încît apariţia unei erupţii de metan a fost neaşteptată.

Locul de muncă: galeria transversală secundară, înaintare de la stratul 5 spre stratul 3, oriz. XII, cota 237 m. În momentul cînd s-a produs erupţia, frontul de lucru se afla intrat în cărbune cca. 2,5 m de la acoperiş. Tăierea se executa numai cu ciocanul pneumatic, deoarece cărbunele era moale şi friabil.

Adîncimea locului erupţiei faţă de suprafaţă este de 464 m.

Grosimea medie a stratului 3, în blocul respectiv este 17 m, maximă 32 m, minimă 2 m, cu o înclinare medie de 77°. Roca din acoperiş şi culcuş: marne tari, de 10—15 m grosime.

Stratul prezintă gîtuiri, laminări, falii şi apofize, cu neregularităţi ale culcuşului şi acoperişului.

Ca semne prevestitoare s-au înregistrat: o creştere a emanaţiilor de metan, în schimbul III din 28 iunie cînd frontul se afla încă în steril, iar în ziua erupţiei, începînd aproximativ de la ora 11 şi 30 min au început să se audă pocnituri uşoare care au continuat pînă în jurul orei 14. Din acel moment, din front au început să se desprindă bucăţi de cărbune proiectate în locul de muncă.

Erupţia propriu-zisă s-a produs cu un zgomot înfundat.

Cantitatea de gaze care a erupt nu a fost evaluată dar, în orice caz, ţinînd seama de faptul că în cîteva minute au fost inundate cu metan toate lucrările de deschidere şi pregătire din oriz. XII, partea vestică, precum şi o serie întreagă de abataje, galerii şi suitori din orizonturile XI, X A, X şi IX, pe traseul aerajului spre puţul de aeraj, se poate aprecia cantitatea de metan degajată la cîteva mii de m³.

Este de observat că, un vagonet încărcat cca. 2/3 cu cărbune, aflat în apropierea frontului, a fost împins de suflul erupţiei la cca. 10 m distanţă de front, pe contrapanta de 9‰ a galeriei.

Cantitatea de cărbune mărunt aruncată de erupţie a fost evaluată la 60 t. Ea a umplut complet locul de muncă pe cca. 3 m lungime de la front, apoi a format un taluz cu înclinare mică, pe cca. 7 m.

Granulaţia cărbunelui aruncat nu s-a stabilit printr-o ciuruire, dar s-a observat că în cea mai mare parte era mică (0—1 cm) în care însă s-au găsit bucăţi de cărbune de 2—3 kg şi chiar pînă la 10 kg greutate.

Variaţii de temperatură, la locul de muncă, înainte de producerea erupţiei, nu s-au observat.

Mai este de remarcat că la acelaşi orizont, stratul 3 a fost traversat de galeria transversală principală, venită din culcuş, la o distanţă de cca. 330 m spre est de galeria transversală în care s-a produs erupţia, fără să se constate nici un fenomen deosebit la străpungerea stratului.

În legătură cu aceste fenomene, este interesant de observat diferenţa mare între adîncimile la care s-au produs şi anume, la mina Lupeni — 257 m, iar la mina Petrila — 464 m.

În această privinţă, cele două mine s-ar încadra în observaţiile generale, indicate de acad. A. A. Skocinski (Aerajul Minier, Edit. Tehnică, 1951, pag. 58), care precizează că degajările instantanee de metan încep la adîncimi de cel puţin 250—300 m.

CONCLUZII. Faţă de consideraţiile din prezenta notă, se pot trage următoarele concluzii importante:

1) Întrucît apariţiile de metan s-au înregistrat în numeroase lucrări efectuate, în condiţiile naturale cele mai diferite, este necesar ca în orice fel de lucrări subterane să se aplice de la început regimul de gaze, afară de cazul cînd, cu ajutorul lucrărilor de explorare prin sondaje şi carotaj de gaze, s-a stabilit în mod precis şi neîndoielnic absenţa gazelor în zona respectivă, pînă la formaţia geologică de bază a zăcămîntului.

2) Este necesar ca, pentru aplicarea unor norme unice de prevenire, să se instituie un sistem de control preventiv unic.

În acest sens, este de reamintit o propunere mai veche făcută de autorul acestei note, cu privire la organizarea Inspecţiei Generale Miniere de Stat, pe lîngă Consiliul de Miniştri.

3) Apariţia unor fenomene cu caracter net eruptiv în unele din minele noastre, fenomene care din fericire n-au avut urmări, trebuie considerată ca un serios avertisment, iar măsurile ce urmează a se lua, trebuie să asigure neapărat prevenirea în viitor a acestor fenomene.

Anumite măsuri se pot lua de îndată cu mijloacele locale ale întreprinderilor, dar problema comportă o serie de studii şi cercetări de detaliu, pentru a căror executare este necesar să facă cele mai serioase eforturi.

În acest scop, se impun două măsuri concrete:

a) dotarea întreprinderilor carbonifere cu sondeze şi utilaje necesare în vederea efectuării lucrărilor de degazare a straturilor de cărbuni;

b) dotarea Staţiei de Cercetări pentru Securitate Minieră din Petroşani cu aparatura necesară pentru efectuarea studiilor şi cercetărilor în legătură cu problemele arătate mai sus.

4) Ca o observaţie de ordin general, adîncimea aproape de două ori mai mică la care erupţia de la Lupeni s-a produs, faţă de mina Petrila, poate fi socotită ca o confirmare în plus a faptului dedus pe

alte căi, că zăcămîntul de la Lupeni, deşi face parte din acelaşi bazin, prezintă un grad mai înaintat de metamorfozare, faţă de restul bazinului.

EXPERIENŢELE PENTRU GĂSIREA UNUI EXPLOZIV ANTIGRIZUTOS PENTRU MINELE DE CĂRBUNI DIN R.P.R.

In cursul lunii iulie 1956 la Staţia de Cercetări pentru Securitate Minieră din Petroşani a fost experimentat un nou exploziv, în vederea omologării sale ca exploziv antigrizutos.

Intrucît încercările efectuate în anii trecuţi, cu reţete din alte ţări, n-au dat satisfacţie pentru condiţiile de la noi din ţară, de astă dată s-a propus şi încercat un produs realizat de industria din ţară. Incercările la care a fost supus explozivul, în staţie, au dat deplină satisfacţie, faţă de normele în vigoare. Avînd în vedere şi rezultatele obţinute pînă în prezent la încercările practice din mină, se poate presupune de pe acum că acest exploziv va putea fi considerat ca antigrizutos, pentru cărbune.

Incercările vor continua, în scopul de a se găsi şi un exploziv antigrizutos pentru roca sterilă.

Ministerul Minelor va continua, prin Staţia de Cercetări pentru Securitate Minieră Petroşani, toate studiile şi experienţele necesare, în vederea asigurării unor condiţii de lucru cît mai bune pentru minerii noştri, care luptă cu toate puterile pentru realizarea şi depăşirea planului de producţie în sectorul cărbunelui.

RECENZIE

Henri Termier et Geneviève Termier: „L'évolution de la Litosphère", vol. I, Petrogenèse Masson et Cie, Paris, 1956. (Evoluţia litosferei, vol. I, Petrogeneza).

Un nou tratat de geologie intitulat „Evoluţia litosferei vol. I, Petrogeneza, apărut în limba franceză în editura Masson. Autorii anunţă cîte un volum pentru fiecare din ciclurile geologice: 1. Petrogeneza — 2. Orogeneza — 3. Glyptogeneza. Aceştia au mai publicat în 1952 Istoria geologică a biosferei, care face parte din aceeaşi operă. Henri Termier este astăzi profesor la Sorbona după 20 de ani de cartări şi prospecţiuni geologice în Maroc şi Africa de Nord şi după ce a fost 10 ani profesor la Universitatea din Alger. Cu soţia, distinsă paleontologistă, au publicat numeroase memorii, tratate şi manuale, iar astăzi se înscriu pentru această vastă lucrare în care vor fi dezvoltate puncte de vedere noi asupra genezei şi evoluţiei litosferei. La 30 de ani după apariţia tratatului lui Emile Haug, de la care împrumută concepţia şi terminologia de bază, prezintă ultimele cuceriri ale geologiei, punînd accentul asupra problemelor de geneză şi aducînd concepţii personale pentru a îngloba în procese complexe cît mai multe aspecte ale fenomenelor care explică formarea scoarţei pămînteşti.

Primul volum, Petrogeneza începe cu tabela periodică a lui Mendeleev, completată după ultimele date ale specialiştilor în structura materiei. Urmează noţiuni de cosmochimie, geneza planetei, energia litosferei şi aspecte termodinamice. Cîteva noţiuni de chimie fizică servesc pentru a explica baza petrografiei atomice; mecanismul difuziunilor sau migrarea materiei în scoarţă cuprinde creşterea cristalelor, cu care ocazie se reliefează noţiunea de minerale tari, „idioblaste" şi minerale moi, „xenoblaste".

In capitolul „Mineralele în roci" sînt expuse structurile silicaţilor şi o serie de probleme ce conduc la capitolul „Geochimie". Aici sînt tratate cu precădere elementele volatile (F, Cl, B), agenţi ai difuziunii şi evoluţiei şi apoi elementele fundamentale.

In „Dosarul geochimic al oxigenului" se insistă asupra rolului său spaţial care comandă toată organizarea litosferei; în atmosferă el se prezintă sub forma care condiţionează biosfera. Inainte de a insista asupra marilor familii radioactive, se tratează rolul potasiului în geneza granitului. O privire asupra evoluţiei geochimice a litosferei conduce la problema vîrstelor absolute.

Partea a doua tratează „Marile probleme ale petrogenezei"; ele sînt legate de orogeneză. Se explică ce se înţelege ca zone de mare slăbiciune structurală a scoarţei şi este trasată „Schiţa unei drame tip" — în cadrul căreia se succed fenomenele interdependente de orogeneză,sedimentare, vulcanism, metasomatoză, metamorfism şi petrogeneză (concepţia personală a autorilor). Ipoteza este larg formulată pentru a constitui cadrul explicaţiilor asupra evoluţiei litosferei. De altfel, încă din 1953 autorii au formulat concepţia care leagă petrogeneza de fenomenele geologice. Clasificarea rocilor eruptive de la capitolul IV este esenţial chimico-mineralogică, deosebindu-se întrucîtva de cele devenite clasice şi serveşte ca punct de plecare pentru discuţia genezei, legată de orogeneză.

Capitolul despre magmă şi diferenţierea magmatică trece în revistă teoriile clasice, introducînd noţiunile mai recente asupra rheomorfismului şi mobilizării care vin să aducă elemente mai reale; aici nu sînt luate în consideraţie numai rezultatele observaţiilor în creuzete şi vase închise, deoarece se acordă importanţă acţiunii volatilelor migratoare şi reacţiilor între magmă şi rocile ce le cuprind. Nu este trecut cu vederea nici punctul de vedere al celor care se reazemă pe reacţiile şi migraţia în stare solidă. Gazelor, mineralizatorilor, fluidelor care circulă în litosferă li se rezervă un capitol întreg, ei fiind consideraţi agenţi activi în domeniul transformărilor.

Urmează vulcanismul în general şi apoi se insistă asupra vulcanismului bazic în geosinclinal (ofiolite, spilite) şi fisural; subvulcanii sînt trataţi sub forma unor exemple noi, tot atît de sugestive ca cel de la Mull.

Studiul plutonitelor şi al sialului începe cu cercetarea acţiunilor dinamice (milonite, cataclază, sistozitate) şi al metamorfismului regional (zonele lui Grubenman, Barrois, Jung şi Roques) şi de contact periferic. Două tabele pentru metamofismul izochimic (ectinite) şi roci de contact prezintă în mod sinoptic clasificarea autorilor.

Metastomatoza şi fronturile de transformare sînt examinat în detaliu: se deosebeşte metasomatismul pneumatolitic şi hidrotermal de cel al coşurilor vulcanice. Geneza charnokitelor se prezintă ca tipul metasomatismului anhidru. Aici se intercalează un capitol foarte scurt despre evoluţia şi rolul sedimentelor.

Sialului şi granitelor, împreună, le revine un capitol important în care problemele genezei sînt examinate sub toate aspectele. De semnalat, în special, tabela formelor de zăcămînt ale granitelor, tabela succesiunii tipurilor de plutonite în raport cu poziţia lor în ciclul orogenetic. Textura şi ordinul de cristalizare, comportarea tectonică, sînt examinate pe rînd. De un deosebit interes sînt exemplele de tipuri de masive plutonice granitice dintre care menţionăm numai descrierea masivului de culminaţie al Atlasului ce reproduce un studiu inedit al autorilor care exemplifică tipul granitelor remobilizate, a căror geneză se explică prin transformarea unor materiale sedimentare.

Vulcanismul acid în zonele orogenice este exemplificat în mod larg. Două capitole de sfîrşit tratează o sumă de chestiuni de un interes mai puţin general: roci convergente, adică produse asemănătoare rezultînd din procese genetice deosebite şi roci aberante, printre care cele mai tipice sînt masivele alcaline.

Dacă adăugăm că bibliografia este vastă, împărţită în 38 tabele parţiale, care menţionează cele mai recente publicaţii din lumea întreagă şi în care publicaţiilor sovietice li se recunoaşte poziţia lor dominantă, ne vom da seama de importanţa acestei lucrări care nu neglijează nici problemele geologice ale Carpaţilor romîni, menţionate ca exemple la capitolele respective.

Prof. dr. St. Ghika-Budeşti
Institutul de mine Bucureşti

Comunicări ale Institutului de Cercetări Miniere

Cuvînt introductiv

Ing. **Teodor Popa**
Director ICEMIN

In cadrul complexului de măsuri luate la noi în țară pentru dezvoltarea economiei naționale, o măsură de o importanță deosebită a constituit-o dezvoltarea activității de cercetare în toate sectoarele de muncă, urmărindu-se prin această acțiune: creșterea productivității muncii, îmbunătățirea calității produselor, introducerea tehnologiilor celor mai avansate de prelucrare și în final, realizarea de economii și reducerea prețului de cost al producției.

Pe măsura lărgirii acestei activități și cu urmare a dezvoltării tehnicii din ultimul timp, a devenit necesară studierea științifică mai adîncă a diverselor procese tehnologice avansate, în vederea adaptării lor la maximum în procesele de producție.

In cadrul măsurilor generale de dezvoltare a activității de cercetare, a luat ființă și s-a dezvoltat Institutul de Cercetări Miniere — ICEMIN.

Despre o activitate de cercetări miniere, la noi în țară, concentrată într-un institut unic, nu se poate vorbi de fapt decît de la sfîrșitul anului 1955. Pînă atunci această activitate se succeda în diferite organizații, care nu-i acordau atenția cuvenită și nu-i dădeau o orientare justă.

In plus, profilarea inițială a institutului era prea complexă, cuprinzînd și sectorul de prelucrare și de chimizare a cărbunilor, fapt care avea ca efect dispersarea eforturilor și constituia o piedică în muncă.

In prezent, profilul institutului este adaptat cerințelor reale ale industriei noastre miniere. Acest profil este axat pe rezolvarea problemelor de minerit propriu-zis și de preparare a substanțelor minerale utile. La un interval de timp destul de scurt după introducerea acestei noi organizări, au început să se obțină unele rezultate bune în munca de cercetare, fapt care demonstrează justa orientare a profilului institutului. De asemenea s-au făcut progrese pe linia adîncirii științifice a cercetărilor, ceea ce a avut ca urmare obținerea unor indici tehnico-economici superiori în rezolvarea unor probleme.

In această situație, apariția în cadrul „Revistei Minelor" a rubricii „Comunicări ale Institutului de Cercetări Miniere — ICEMIN" va fi de un real folos: tehnicienii și inginerii din industria noastră minieră vor putea cunoaște eforturile și străduințele specialiștilor din institut, vor înțelege mai bine importanța cercetărilor în procesul de dezvoltare a industriei noastre miniere și vor sprijini în mod corespunzător aceste eforturi, participînd astfel la procesul de ridicare a bunăstări a oamenilor muncii din țara noastră.

Tot pe această cale, tehnicienii și specialiștii din celelalte ramuri de activitate, înrudite cu industria minieră, vor putea cunoaște unele probleme legate de valorificarea materiilor prime, buna desfășurare a proceselor pe care le conduc și vor putea orienta mai just aceste procese.

Inițierea apariției unei noi rubrici în cadrul „Revistei Minelor" cu titlul: „Comunicări ale Institutului de Cercetări Miniere — ICEMIN" reprezintă un progres în activitatea științifică a sectorului minier.

Criterii de organizare și metodologia de lucru a Institutului de Cercetări Miniere din R.P.R.

Ing. **Visky Eugen**
Director tehnic ICEMIN

Dezvoltarea socialistă a forțelor de producție din țara noastră pune o serie de probleme noi în fața industriei extractive. Rezolvarea acestor probleme cere introducerea tehnicii noi, aceasta trebuind să aibă la bază o serie de experimentări în vederea adaptării ei la specificul zăcămintelor noastre.

Experimentări sporadice cu caracter de cercetare s-au efectuat la noi în țară și în trecut, însă între încercările de atunci și cele de azi există o diferență esențială. Incercările din trecut au urmărit un singur scop: prin intensificarea exploatării muncitorilor, ridicarea profitului capitaliștilor; încercările de azi servesc în primul rînd la ușurarea muncii minerului, prin mecanizarea lucrărilor celor mai grele din mină (tăiere, încărcare și transport) și totodată la crearea posibilităților de creștere a productivității muncii, contribuind astfel la creșterea nivelului de trai al celor ce muncesc.

După 23 August 1944, primele nuclee organizate, privind cercetările în legătură cu industria minieră, le

găsim în cadrul Institutului de Cercetări ICECHIM, din anul 1948 şi ICPO din anul 1951 ; totuşi, ţinînd seama că aceste grupe s-au ocupat exclusiv de probleme privind prelucrarea şi analiza cărbunilor şi nu de cercetări miniere propriu-zise, nu se poate vorbi de cercetări miniere decît începînd din anul 1953.

In acel an a luat naştere Institutul de Cercetări Carbonifere ca urmare a Hotărîrii Consiliului de Miniştri şi a Comitetului Central al Partidului Muncitoresc din iulie 1952.

Această hotărîre a trasat industriei carbonifere, între altele, sarcini privind dezvoltarea şi sistematizarea minelor prin :

— extinderea mecanizării procesului de tăiere ;

— aplicarea încărcării şi transportului mecanizat în abataje şi la lucrările de deschidere şi pregătire ;

— trecerea treptată de la abataje camere la abataje cu front lung şi organizarea lor după metoda graficului ciclic etc.

Institutul şi-a început activitatea de cercetări tehnico-ştiinţifice pentru industria cărbunelui la data de 1 ianuarie 1953. In luna februarie 1953 s-au transferat la Ministerul Industriei Cărbunelui, sectoarele de cercetări pentru cărbuni de la Ministerul Industriei Chimice (ICECHIM) şi de la Institutul de Cărbune (ICPC) împreună cu inventarul lor de mijloace de bază şi materiale specifice cercetărilor pentru cărbuni, iar în luna octombrie 1955 s-a transferat de la Institutul de Cercetări şi Proiectări Metalurgice (MIMCM), la Ministerul Minelor, grupa de cercetări pentru minereuri.

In prezent, programul de activitate al Institutului vizează următoarele probleme principale :

— înlocuirea procedeelor şi metodelor de lucru învechite, cu procedee noi, care să asigure o productivitate mai mare şi un preţ de cost mai scăzut ;

— crearea de condiţiuni de exploatare rentabilă a zăcămintelor sărace, sau greu de exploatat ;

— lărgirea bazei de materii prime pentru industria cocso-chimică şi metalurgică şi înlocuirea materialelor din import cu materiale indigene ;

— îmbunătăţirea indicilor de producţie şi de folosire a utilajelor ;

— ameliorarea calitativă a produselor actuale ;

— îmbunătăţirea procedeelor tehnologice exsitente privind prepararea minereurilor şi cărbunilor ;

— studii şi încercări în domeniul extragerii şi preparării minereurilor şi cărbunilor în vederea valorificării zăcămintelor noi ;

— utilizarea deşeurilor ;

— ameliorarea condiţiilor de lucru, în vederea măririi securităţii şi protecţiei muncii.

Organizarea justă a Institutului de Cercetări Miniere, în vederea realizării corespunzătoare a acestor sarcini, este o problemă esenţială. In această privinţă se pot lua în considerare trei alternative organizatorice şi anume :

a) sistemul de organizare centralizat ;
b) sistemul de organizare descentralizat ;
c) sistemul de organizare combinat.

a) **Sistemul de organizare centralizat** prezintă avantajul că prin centralizarea tuturor secţiilor într-un singur centru, personalul de conducere tehnico-administrativ necesar, este mai puţin numeros, directivele date pot fi urmărite mai uşor, iar desfăşurarea cercetărilor, în special la institutele cu probleme complexe, se pot realiza cu un inventar de utilaj şi cu un număr de specialişti mai redus.

De asemenea, există posibilităţi mai mari de documentare, se poate ţine o legătură mai strînsă cu alte institute de cercetare, iar nivelul ştiinţific al cercetărilor este mai ridicat.

Acest sistem de organizare are însă următoarele dezavantaje :

— deplasări frecvente pentru efectuarea cercetărilor care se desfăşoară la întreprinderi (grupe mobile) ;

— urmărirea greoaie a desfăşurării cercetărilor de pe teren ;

— cheltuieli şi pierderi de timp mai mari, legate de deplasări ;

— lipsă de operativitate în desfăşurarea cercetărilor.

b) **Sistemul de organizare descentralizat.** In cazul unei descentralizări excesive, munca de cercetare s-ar desfăşura exclusiv în diferite filiale amplasate pe regiuni, în centrele de greutate ale exploatărilor miniere. Coordonarea activităţii diferitelor filiale s-ar putea face de un organ coordonator din minister (de ex., Direcţia Tehnică). Acest sistem ar prezenta următoarele avantaje :

— o legătură mai strînsă între cercetător şi exploatare ;

— urmărirea strînsă a rezultatelor şi operativitatea în desfăşurarea cercetărilor ;

— cheltuieli de deplasare mai mici şi timp consumat pentru efectuarea acestora, mai redus.

Dezavantajele acestui sistem de organizare ar fi următoarele :

— personalul necesar pentru conducerea tehnico-administrativă este mai numeros ;

— este necesar un volum mai mare de utilaje pentru deservirea filialelor;

— numărul cercetătorilor specialişti necesari este mai mare ;

— operaţiunile de coordonare şi control sînt greoaie;

— asigurarea documentării se face în condiţii mai dificile ;

— nivelul tehnico-ştiinţific al cercetărilor ar fi mai scăzut ;

— aprovizionarea cu materiale specifice cercetărilor ar fi mai dificilă ;

— ar apare tendinţa de independenţă a filialelor faţă de o linie de cercetare stabilită ;

— cercetările s-ar cala în special spre rezolvarea problemelor de moment, în detrimentul problemelor de perspectivă ;

— ar fi necesar ca fiecare filială să aibă un laborator de analize şi un atelier mecanic separat.

c) **Sistemul de organizare combinat.** Analizînd avantajele şi dezavantajele legate atît de sistemul de organizare centralizat, cît şi de sistemul de organizare descentralizat şi ţinînd seama totodată şi de experienţa cîştigată pînă în prezent în domeniul organizării Institutului de Cercetări Miniere, rezultă că cel mai indicat sistem de organizare al acestui institut, potrivit condiţiilor din ţara noastră, este sistemul de organizare combinat.

Acest sistem ar cuprinde un centru de cercetări la Bucureşti, o filială de cercetare pentru minele de cărbuni în Valea Jiului şi o filială de cercetare pentru minele de minereuri la Baia Mare.

Problemele de cercetare pentru lignit, minereuri feroase şi rare şi substanţele nemetalifere ar urma să fie rezolvate de Institutul de Cercetări Miniere din Bucureşti, care în afară de aceste ramuri de cercetare directă ar avea şi rolul important de a dirija, de a coordona şi de a controla activitatea de cercetare minieră din toată ţara, activitatea desfăşurată de filiale şi de întreprinderile miniere în colaborare cu acestea.

Prin intermediul Institutului de Cercetări Miniere din Bucureşti, urmează să se asigure şi legătura cu alte institute de cercetări, în vederea unui schimb cît mai larg de experienţă. Institutul s-ar preocupa de procurarea materialului documentar necesar şi ar da tot concursul filialelor pentru procurarea materialelor şi utilajelor necesare cercetărilor.

Filialele de cercetări miniere din Valea Jiului şi Baia Mare ar rezolva problemele de cercetare de minerit şi preparare corespunzătoare specificului regiunii (Valea Jiului pentru huilă şi cărbuni bruni huiloşi, Baia Mare pentru metale neferoase). O descentralizare mai accentuată a institutului, prin crearea unor filiale de cercetare pentru problemele de lignit, minereuri feroase şi substanţe nemetalifere sau ataşarea acestora la filia-

lele Valea Jiului şi Baia Mare nu este, nici din punct de vedere economic, nici din punct de vedere organizatoric, justificată.

In funcţionarea şi dezvoltarea unui institut de cercetări, au o mare importanţă atît buna organizare şi dotare cu aparatajul necesar, cît şi cadrele de cercetare.

Aceste cadre nu se găsesc uşor şi nu pot fi formate de la o zi la alta. Cercetătorii trebuie aleşi prin selecţionare şi crescuţi metodic, în timp.

Toate acestea se pot realiza într-un institut de cercetări numai în condiţiile de stabilitate şi de continuitate a muncii metodice de cercetare.

Activitatea de cercetare trebuie să se desfăşoare după o metodologie bine precizată, care să cuprindă următoarele:

1. Intocmirea planului de cercetare al institutului. Acest plan trebuie să aibă la bază cererile diferitelor întreprinderi şi care trebuie cunoscute pînă la mijlocul unui an, pentru activitatea privind anul următor. Cererile trebuie să indice: denumirea beneficiarului, enunţarea problemei, scopul principal urmărit de problemă, faza şi termenul de executare, modul în care beneficiarul va contribui la rezolvarea problemei (personal-utilaj-material etc.), fondurile din care vor fi acoperite cheltuielile de încercări, avantajele tehnico-economice ce se urmăresc prin rezolvarea problemei, indicarea locului unde se vor aplica rezultatele obţinute.

2. Pe baza cererilor, institutul întocmeşte studii preliminare în vederea stabilirii posibilităţilor de executare a problemelor.

Studiile preliminare se avizează de Consiliul Tehnic al institutului şi servesc ca bază pentru întocmirea proiectului planului de cercetare pentru anul viitor. Planul tehnic de cercetare este definitivat de Minister şi C.S.P.. Pe baza planului de cercetări, institutul întocmeşte planurile necesarului de forţe de muncă, utilaje, investiţii etc.

Planurile de cercetare se transpun apoi în detaliu asupra colectivelor de cercetare, conduse de responsabilii de probleme. Aceştia răspund de întocmirea temelor de cercetare pe probleme.

Tema de cercetare este actul de bază al oricărei cercetări. In acest act se stabilesc toate datele tehnice, termenele de realizare, responsabilităţile privind atît institutul cît şi beneficiarul sau alte instituţii care participă la lucrare.

Pe baza temelor de cercetare aprobate, responsabilul de problemă împreună cu colectivul său întocmeşte planul de lucru al problemei. Planurile de lucru sînt coordonate şi aprobate de conducerea tehnică a institutului.

După definitivarea planului de lucru, responsabilul de problemă trece la efectuarea pe faze a cercetărilor.

Fazele principale de cercetare pot fi: faza de laborator, faza pilot, faza semiindustrială şi faza industrială. Fiecare fază este precedată de o documentare corespunzătoare. La sfîrşitul fiecărei faze de cercetare se încheie un raport de fază care se supune pentru avizare Consiliului Tehnic al institutului. Prin avizare se stabileşte dacă cercetarea pentru faza respectivă poate fi considerată ca terminată sau nu şi se traseaza directivele şi măsurile necesare pentru atacarea fazei următoare. Pentru cercetările terminate se încheie un raport final. Pentru cercetările care se continuă şi în anii următori se încheie un raport de etapă la sfîrşitul fiecărui an. Atît rapoartele de etapă cît şi cele finale sînt de asemenea avizate de Consiliul Tehnic al institutului. Pentru a desfăşura o activitate cît mai ştiinţifică, este indicat să se organizeze în cadrul oricărui institut de cercetări, un Consiliul ştiinţific care ar avea chemarea de a stabili liniile principale de dezvoltare ale institutului şi să urmărească, din punct de vedere ştiinţific, întreaga activitate a institutului.

Sarcina de viitor a Institutului de Cercetări Miniere constă în crearea tuturor condiţiilor pentru o muncă de un înalt nivel ştiinţific, care să contribuie activ la introducerea în mineritul nostru a metodelor tehnologice avansate şi a tehnicii noi, în vederea uşurării muncii minerilor, creşterii productivităţii muncii, valorificării optime a zăcămintelor noastre de cărbuni, minereuri neferoase, feroase şi substanţe nemetalifere, în condiţiile de preţ de cost minim.

Liniile de dezvoltare a cercetărilor în domeniul preparării mecanice a substanţelor minerale utile din R.P.R.

Prof. ing. **D. Hrisanide**
Director tehnic adjunct
Ramura preparare, ICEMIN

In general, cercetătorului în domeniul preparării mecanice a substanţelor minerale brute, extrase din mină, i se pun probleme de concentrare a acestor substanţe, după procedee clasice. Pentru cercetătorul din R.P.R., problemele de acest gen au un caracter specific, datorită faptului că majoritatea zăcămintelor noastre sînt sărace; excepţii se întîlnesc rar. In consecinţă, cercetătorului i se cere adaptarea metodelor şi procedeelor clasice la cazuri particulare trebuind să se separe prin procedee cît mai simple, substanţa minerală utilă de cea sterilă şi să se limiteze la minimum dispersia particulelor de component util (existent în cantităţi mai reduse) în partea sterilă (existentă în cantităţi mai mari).

Rezolvarea problemelor de acest gen devine cu atît mai dificilă, cu cît substanţa minerală utilă este mai intim legată de cea sterilă şi necesită o stărîmare prealabilă înaintată. Probleme de acest gen se întîlnesc frecvent atît în cazul cărbunilor, cît şi în cazul minereurilor din R.P.R.

Probleme în legătură cu prepararea cărbunilor

Trebuie rezolvate două probleme vaste, deopotrivă de importante:

— cărbuni pentru cocsificare;
— combustibil casnic.

a. Problema cărbunilor cocsificabili a fost amorsată acum cîţiva ani. Activitatea de cercetare trebuie să conducă la:

— cărbuni spălaţi pentru şarjă, cu cenuşa scăzută şi cu conţinut mic de sulf;
— recuperare optimă de cărbuni cocsificabili din cărbunii bruţi.

Spălarea cărbunilor bruți la cenușa de 8,5% nu constituie o problemă dificilă, întrucît în această direcție se posedă în R.P.R. o oarecare experiență. Activitații de cercetare îi rămîne însă să pună la punct instalațiile construite, ca să asigure calitatea constantă a cărbunilor. Studiul funcționării acestor instalații și stabilirea parametrilor optimi constituie o sarcină imediată.

In ceea ce privește reducerea pe cale mecanică a conținutului de sulf din cărbunii, care servesc drept șarjă pentru cocsificare, în R.P.R. nu s-au făcut pînă în prezent încercări. Au fost amorsate la ICEMIN studii, deocamdată în fază de laborator: s-au făcut cercetări petrografice și s-au stabilit unele corelații dintre fracțiunile densimetrice ale cărbunilor și conținutul lor în sulf. Datorită conținutului ridicat de sulf din cărbunii cocsificabili din R.P.R., problema desulfurării impune cercetări pentru o soluționare care nu mai poate să întîrzie.

Recuperarea optimă de cărbuni cocsificabili din cărbunii bruți extrași din minele din R.P.R. a făcut și în trecut obiectul unei activități de cercetare. Datorită conținutului ridicat de mixte (cca 30%) și de intercalații sterile (cca. 25%), spălarea cărbunilor cocsificabili din Valea Jiului este grea, atunci cînd se caută să se obțină un sort cocsificabil cu cenușa cît mai apropiată de cenușa optimă, indicată de curba integrală, cu dispersie minimală în mixte și în șisturi. Ca să se atingă acest scop, este util să se realizeze:

— predeșistarea produselor brute, înainte de a fi respălate;

— adoptarea pentru respălare a procedeelor care asigură o separare a sorturilor cît mai apropiată de indicațiile teoretice ale curbelor de spălare.

Realizarea predeșistării permite să se spele, la cenușă redusă, cărbuni bruți, proveniți din zăcăminte cu un conținut mare de mixte și intercalații sterile: deci se valorifică rezervele din zăcămintele care pînă acum nu puteau da materii prime pentru industria cocsochimică.

In urma cercetărilor urmează să se determine procesele tehnologice prin care instalațiile existente pentru spălarea cărbunilor cocsificabili realizează o predeșistare optimă și o separare cît mai eficientă a mixtelor din produsele destinate cocsificării.

Spălarea în suspensii grele va forma obiectul unei atenții deosebite. Trebuie adoptat ca mediu de îngreunare un material care se găsește ușor și în cantități mari; deocamdată cercetările trebuie să se concentreze asupra realizării practice a mediului format din amestec de argilă cu nisip, precum și a mediului obținut din materialul fin, depus în decantoarele de limpezire a apelor de spălare care părăsesc preparațiile.

In același timp cu definitivarea suspensiei, se va căuta ca prin cercetări să se coboare limita inferioară a clasei granulometrice care se tratează în cuvele cu suspensii grele; această limită trebuie coborîtă sub 10 mm, realizînd atît spălarea în cuve a unei cantități cît mai mari de cărbuni (separare mai bună decît în mașinile de zețaj ale clasei 0,5—10 mm), cît și descongestionarea spălătoriei de cărbuni mărunți.

Pentru ameliorarea spălării clasei 0,5—10 mm. este util ca să se organizeze:

— încercări de zețare și rezețare;

— cercetări pentru stabilirea de procedee noi de spălare în hidrocicloane, turbocicloane și zețaj de înaltă frecvență.

Pentru asigurarea preciziei aparatelor de spălare se vor face cercetări pentru ameliorarea ciuruirii cărbunilor bruți cu conținutul ridicat de umiditate, ca să se elimine subgranulația de mărunți în clasele mari.

Majorarea recuperării de cărbuni cocsificabili trebuie să atingă și domeniul flotației; cercetările se vor extinde în vederea obținerii eficienței maxime a instalației de flotare a cărbunilor cu agitație mecanică.

In legătură cu obținerea degresantului pentru șarja ce se supune cocsificării, cercetările pentru realizarea instalației de mare productivitate pentru semicocsificarea în pat fluidizat a cărbunilor spălați la Petrila, se vor continua de ICEMIN, cu intensitate maximă. Rezolvarea acestei probleme este tot atît de importantă ca și rezolvarea spălării cărbunilor.

b) Problema combustibililor casnici impune cercetări în domeniul valorificării lignitilor. Incercările din trecut precum și cercetările metodice făcute în cadrul ICEMIN în fazele: laborator, pilot, semiindustriala și industrială, au demonstrat că brichetele din ligniți mărunți (0,5 mm), uscați la cca. 8% umiditate, aglomerați cu un liant (smoală de petrol) pot fi considerate ca un combustibil casnic acceptabil. Pentru realizarea industrială a acestor brichete trebuie rezolvate o serie de probleme care se pun datorită atît condițiilor de zăcămînt, cît și naturii lignitilor romînești.

Cercetările urmează să stabilească limita inferioară granulometrică, pînă la care se poate considera ca rentabilă întrebuințarea lignitilor bruți. Pentru rezolvarea problemei se impune să se țină seama de conținutul de steril fin (argilă, etc.) din mărunții de lignit bruți, cît și de posibilitățile de ciuruire pentru îndepărtarea acestor mărunți. Cercetările vor hotărî asupra modului cum se poate realiza ciuruirea; clasarea volumetrică uscată sau pe cale umedă.

Pentru descenușarea lignitilor ce se vor supune brichetării, colectivul de cercetători de pe lîngă Institutul de Energetică al Academiei R.P.R. a studiat și a realizat în faza pilot o instalație de spălare a lignitilor în medii dense. Realizarea pe scară industrială a procedeului deși va însemna un progres, totuși va fi greoaie. In consecință, cercetările pentru perfecționarea procedeului de descenușare, cît și găsirea de căi noi pentru descenușarea lignitilor, se impun cu precădere.

In cadrul ICEMIN s-a instalat un pilot pentru încercări de uscare în pat fluidizat a lignitilor mărunți la 8% umiditate. Incercările se vor extinde și asupra suprapunerii operațiunilor de uscare și descenușare în același reactor de uscare, simplificînd prin aceasta procesul tehnologic de obținere a materialului uscat și descenușat pentru brichetare.

Se va accentua îndeosebi asupra tehnologiei brichetării. Cercetările se vor extinde asupra stabilirii unui liant optim. Se vor cerceta diverse emulsii de bitum, avînd ca scop reducerea la minimum a conținutului de liant (ieftinirea brichetelor). In același scop se vor cerceta posibilitățile de înlocuire a smoalei cu lianți proveniți din substanțe considerate azi ca deșeuri nevalorificate de industriile care le produc.

Pentru procesul însuși de brichetare, s-a construit o instalație experimentală pentru studiul și punerea la punct a tehnologiei.

Pentru valorificarea locală a mărunților de lignit, la minele de la care transportul de ligniți mărunți la fabricile de brichete nu este rentabil, se fac cercetări pentru stabilirea unui procedeu de brichetare cu emulsie de bitum, fără aglomerare la presiune înaltă.

Incercările au dovedit că bricheta ovoidă de 50 g nu este cea mai indicată pentru uz casnic. Se fac studii și încercări pentru stabilirea formei și dimensiunilor optime care să satisfacă, în limita posibilităților, atît exigențele consumatorului casnic, cît și industria.

Probleme în legătură cu prepararea minereurilor

Caracterul cercetărilor este și mai complicat, datorită numărului mare de substanțe minerale utile, cît și gamei incomparabil mai variate și complexe în care aceste substanțe sînt asociate în zăcămînt.

Activității de cercetare din R.P.R. i se pun de rezolvat în acest domeniu probleme grele, datorită faptului că zăcămintele sînt sărace în substanță minerală utilă sau datorită complexității zăcămintelor.

Problemele de cercetare imediată, în legătură cu prepararea minereurilor în R.P.R., se pot grupa în două clase:

— studiul tehnologiilor instalațiilor existente;

— stabilirea de procese și tehnologii noi.

Studiul instalațiilor existente va trebui să conducă,

în primul rînd, la determinarea eficacităţii fiecărui aparat în parte. In genere, această determinare nu s-a făcut şi nu se cunoaşte în ce măsură funcţionarea instalaţiilor este corectă. Studiile vor avea ca urmare stabilirea de indici tehnico-economici optimi (produse mai curate şi extracţie mai mare de astfel de produse).

Cercetările asupra instalaţiilor existente vor demonstra în ce măsură se impune înlocuirea utilajelor învechite, neeconomice, cu utilaje noi.

Se ştie că în insalaţiile de preparare mecanică a minereurilor din R.P.R. sînt în funcţiune multe tipuri de aparate. Această stare este o piedică pentru cunoaşterea rapidă a instalaţiilor, pentru comparaţia dintre rezultate, pentru organizarea aprovizionării rapide cu piese de schimb. Se menţionează diversitatea tipurilor de celule de flotaţie, întrebuinţate în R.P.R. Restrîngerea numărului lor se impune. In aceeaşi ordine citäm diversitatea şi complexitatea instalaţiilor de sfărîmare. Problemele concasării şi măcinării minereurilor ce se supun preparării sînt cu atît mai greu de rezolvat, cu cît substanţa minerală utilă este mai fin diseminată în minereu; cum acesta este cazul cel mai frecvent, întîlnit la noi în ţară, rămîne ca sarcină a cercetătorului să atace problemele de sfărîmare şi să le rezolve în sensul simplificării instalaţiilor, reducerii treptelor prin adoptarea de utilaje noi de mare productivitate şi cu grad mare de sfărîmare.

In domeniul sfărîmării, trebue începute încercările de mărunţire selectivă a minereurilor care se pretează la această tehnologie nouă, întrucît este evidentă simplificarea sortării care urmează după acest mod de sfărîmare.

In legătură cu simplificarea instalaţiilor de preparare şi cu majorarea recuperărilor, cercetările se vor extinde şi asupra înlocuirii clasoarelor mecanice prin hidrocicloane.

Pentru introducerea tehnologiilor noi, cercetătorii au un cîmp vast de activitate.

Pînă în prezent s-a făcut prea puţin în domeniul preconcentrării minereurilor brute. Această operaţiune, deşi logică, nu a fost întrebuinţată pînă în prezent, decît pe scară redusă, din motive nejustificate de simplificare a tehnologiilor, deşi este unanim recunoscută facilitatea de preparare a minereurilor preconcentrate, creşterea cantitativă şi calitativă a extracţiei de substanţă minerală utilă. Se vor face încercări de preconcentrare în hidrocicloane, suspensii grele şi spirale Humphrey.

Cercetările se vor extinde asupra problemelor de preparare a minereurilor fin concrescute, care formează conţinutul majorităţii zăcămintelor nevalorificate pînă în prezent. Căile de cercetare vor folosi procedee şi metode clasice şi moderne (hidrocicloane, jghiaburi, flotaţie colectivă urmată de flotaţie selectivă cu desorbţia colectorilor etc.).

Cercetările de preparare privind minereurile complexe neferoase se vor desfăşura în strînsă colaborare cu cercetările metalurgice de prelucrare a concentratelor respective, pentru găsirea mijloacelor optime de valorificare a zăcămintelor.

In R.P.R. în afară de unele instalaţii de sortare sau de alegere a sterilului nu există instalaţii de preparare a minereurilor feroase. Ţinînd seama de necesitatea valorificării zăcămintelor de care dispunem, cercetările trebuie să atace problema concentrării minereurilor feroase. Se vor face încercări de concentrare prin procedee gravimetrice clasice şi moderne, cît şi prin prăjire magnetizantă în pat fluidizat şi sortare magnetică. Cercetările se vor extinde şi asupra flotaţiei minereurilor feroase, precum şi asupra peletizării concentratelor fine, obţinute prin preparare mecanică.

De asemenea, se va căuta să se realizeze ameliorarea calităţii produselor extrase din minele nemetalifere (feldspat, mică, caolin, bentonite etc.) care azi sînt întrebuinţate în stare brută sau insuficient preparate.

O sarcină importantă şi cu accent de actualitate pentru economia noastră naţională, o constituie cercetările în domeniul valorificării zăcămintelor cu conţinut de metale rare.

Cercetările trebuie să se extindă şi asupra posibilităţii de a pune la dispoziţia preparatorilor, reactivi noi pentru flotaţie, cu caracteristici superioare celor întrebuinţaţi în prezent. Se studiază obţinerea acestor reactivi pentru flotaţie, din materii prime proprii.

Eficienţa instalaţiilor de preparare atît pentru cărbuni cît şi pentru minereuri depinde în mare măsură de controlul analitic al produselor brute, intermediare, finite sau deşeuri. Realizarea controlului este condiţionată de organizarea laboratoarelor de la instalaţiile de preparare şi de dotarea lor cu aparataj suficient şi personal de specialitate. In aceste laboratoare se vor executa şi lucrări locale de cercetare; deci este util să rămînă în contact permanent cu laboratoarele filialelor ICEMIN. Datele obţinute aici vor fi utilizate în lucrări mai aprofundate în laboratoare de specialitate. Laboratoarele de specialitate vor trebui să dispună de toate posibilităţile moderne de cercetare şi să fie încadrate cu un personal de înaltă calificare.

In legătură cu ridicarea randamentelor instalaţiilor de preparare mecanică, se vor face şi primele încercări la noi în ţară, pentru automatizarea funcţionării lor, precum şi automatizarea controlului produselor obţinute.

Pentru ca problemele de preparare mecanică a minereurilor şi cărbunilor ce se ridică în R.P.R. să fie rezolvate în timp util şi în condiţii optime, se impune colaborarea cît mai strînsă dintre ICEMIN, trusturile şi combinatele miniere, institutele din cadrul Academiei R.P.R. şi institutele de învăţămînt superior.

Dezvoltarea cercetărilor în ramura minieră extractivă din R.P.R.

Ing. **Bădărău Alexandru**
Director tehnic adjunct
Ramura mine, ICEMIN

Pentru lichidarea rămînerii în urmă a industriei miniere extractive din ţara noastră, este necesar a se realiza în timpul cel mai scurt, o cotitură în domeniul cercetărilor miniere.

Actualele metode de exploatare, în bună parte învechite, nu pot duce la realizarea creşterii necesare a producţiei şi productivităţii muncii şi la scăderea preţului de cost, orice eforturi s-ar depune pentru îmbunătăţirea acestor metode. Exigenţele economiei noastre naţionale impun industriei noastre miniere extractive, introducerea largă a principiilor tehnicii noi adaptate la condiţiile specifice ale zăcămintelor noastre. Dacă principiile şi metodele generale de aplicare ale tehnicii noi ne sînt cunoscute din literatura de specialitate din ţările avan-

sate, adaptarea lor la condiţiile zăcămintelor noastre constituie o problemă care poate fi rezolvată numai de noi înşine, prin cercetări corect îndrumate.

Institutului de Cercetări Miniere îi revine sarcina de îndrumător şi de luptător activ în ofensiva pentru introducerea tehnicii noi în minele noastre. La această luptă trebuie să ia parte însă nu numai Institutul de Cercetări Miniere, ci şi toţi inginerii şi tehnicienii exploatărilor miniere, atît prin concursul pe care îl dau Institutului în cursul lucrărilor sale de cercetare, cît şi prin efectuarea unor lucrări de cercetare, la nivelul posibilităţilor exploatărilor.

Lucrările de cercetare în ramura minieră extractivă trebuie să fie, în cea mai mare parte, lucrări de cercetare în subteran, la scară industrială. Numai pe această cale se poate trece la aplicarea şi extinderea rapidă a rezultatelor bune, obţinute prin lucrări de cercetare.

Caracterul specific diferit al minelor noastre indică de la început împărţirea lucrărilor de cercetare, în trei grupuri distincte şi anume:

1) minele de cărbuni huilogi (Valea Jiului şi Anina);
2) minele de lignit;
3) minele metalifere.

Minele de cărbuni huilogi

Considerînd importanţa covîrşitoare a cărbunilor coxificabili pentru dezvoltarea economiei noastre naţionale trebuie să se pună un deosebit accent pe lucrările de cercetare ce urmăresc creşterea producţiei şi productivităţii muncii la aceste mine. Pentru realizarea acestora se impune concentrarea lucrărilor miniere subterane, ceea ce la rîndul său necesită punerea la punct a metodelor de exploatare cu front lung şi cu mecanizarea lucrărilor la cel mai înalt nivel pe care-l permit condiţiile specifice de zăcămînt.

Atît pentru minele din bazinul Văii Jiului cît şi pentru cele din bazinul Anina, neregularitatea zăcămîntului, emanaţiile de metan, predispoziţia la autoaprindere, presiuni, prezenţa modulelor de sferosiderite sau concreţiuni dure în cărbune pun probleme grele pentru introducerea mecanizării avansate a lucrărilor miniere. Cu toate acestea şi la aceste mine se pot realiza progrese prin:

a) adaptarea şi generalizarea susţinerii metalice în abataje cu front lung cu fîşii orizontale în stratele groase cu mare înclinare şi abataje cu front lung pe înclinare în toate stratele subţiri, cu înclinare sub 30° (Lupeni, Vulcan). Prin aceasta se va putea reduce consumul de lemn şi se vor putea evita surpările în frontul de lucru, pe lîngă creşterea considerabilă a capacităţii de producţie pe sector, ceea ce va permite reducerea lungimii liniei frontului de abataj pentru aceeaşi producţie şi deci concentrarea lucrărilor subterane;

b) adaptarea şi generalizarea tăierii mecanice în toate stratele unde înclinarea zăcămîntului şi prezenţa relativ redusă a modulelor de sferosiderită permit utilizarea havezelor;

c) introducerea susţinerii cu grinzi în consolă, articulate, pentru a permite mutarea fără demontare a transportoarelor şi puşcarea directă a cărbunelui pe transportor, evitînd astfel, în mare măsură, munca grea a încărcării manuale a cărbunelui pe transportor;

d) introducerea transportoarelor blindate, pentru a permite utilizarea havezelor cu cormană de încărcare, sau a plugurilor de încărcare, cît şi o mai rapidă evacuare a producţiei de cărbuni din abataj pentru scurtarea duratei unui ciclu de lucrări asigurînd astfel posibilitatea creşterii vitezei de avansare a frontului de lucru. Pe această cale se poate creşte producţia zilnică a unui front de abataj, realizînd totodată şi o anumită scădere a presiunii acoperişului;

e) creşterea vitezei de avansare la săparea galeriilor prin aplicarea metodei sîmburelui cilindric (canadian), cărucioare de perforat şi mecanizarea încărcării prin screpere, maşini de încărcat adecvate şi benzi elevatoare, în vederea accelerării deschiderii de cîmpuri noi de exploatare;

f) adaptarea şi răspîndirea susţinerii galeriilor prin arce metalice şi cadre de prefabricate din beton şi beton armat, în vederea reducerii lucrărilor de întreţinere a galeriilor şi îmbunătăţirii condiţiilor de transport subteran;

g) generalizarea burajului găurilor de mină cu nisip, pentru reducerea consumului de explozivi.

Rezolvarea în timp util a problemelor de mai sus poate fi realizată prin intensificarea lucrărilor de cercetare, atît de către Institutul de Cercetări Miniere, cît şi de către exploatările miniere, acestea urmînd să lucreze în cea mai strînsă colaborare cu institutul. În acest scop este indicat ca Institutul de Cercetări Miniere să-şi creeze o filială în Petroşani pentru efectuarea şi urmărirea permanentă pe teren a lucrărilor de cercetare sub îndrumarea institutului.

Minele de lignit

Zăcămintele de lignit se caracterizează, pe de o parte, prin adîncimi mai mici de exploatare, strate mai regulate, înclinări mai mici, roci înconjurătoare mai slabe, adesea cu tendinţă mai pronunţată de umflare, precum şi prin prezenţa stratelor acvifere curgătoare (borchişuri).

Din această cauză, cu toate că problemele generale de introducere a tehnicii noi la minele de lignit sînt în linii mari similare celor arătate pentru Valea Jiului, ele au adesea un caracter specific diferit şi impun rezolvarea lor pe alte căi.

Astfel, şi pentru minele de lignit trebuie să se realizeze introducerea susţinerii metalice, a tăierii şi încărcării mecanice în abataj, transportoare blindate, creşterea vitezei de înaintare a galeriilor, susţinerea prin arce metalice şi prefabricate de beton în galerii. Natura rocilor înconjurătoare, în speţă culcuşul moale şi acoperişul friabil, impun însă metode diferite de susţinere metalică a fronturilor de abataj de susţinere în galerii, de tăiere în cărbune şi steril ceea ce impune căile diferite de cercetare.

Pe lîngă acestea, prezenţa borchişurilor impune căile speciale de cercetare pentru rezolvarea problemelor de traversare a borchişurilor prin lucrări miniere orizontale şi verticale, precum şi stabilirea posibilităţii de asecare a borchişurilor aflate în acoperişul sau culcuşul stratelor de lignit.

Răspîndirea mare a minelor de lignit în tot cuprinsul ţării, de la nordul Ardealului pînă la întreaga zonă subcarpatică din Oltenia şi Muntenia, fără a avea un bazin mare central care ar putea fi sediul unei filiale a Institutului de Cercetări Miniere, impune menţinerea unui număr mai mare de grupe mobile de cercetare, îndrumate şi coordonate direct de institut.

Problema cercetărilor pentru minele de lignit mai prezintă şi un alt aspect. Exploatarea raţională a minelor de lignit în toată ţara a început abia de la naţionalizarea minelor în 1949. Cu toate că de atunci şi pînă în prezent minele de lignit au făcut un progres considerabil în ceea ce priveşte creşterea producţiei, totuşi din punct de vedere tehnic ele sînt încă înapoiate.

Susţinerea metalică a fost încercată pentru prima dată în mine de lignit abia la începutul anului 1956, de către Institutul de Cercetări Miniere, la I. M. Filipeştii de Pădure. S-au constatat aici dificultăţi în privinţa dirijării presiunii acoperişului din cauza culcuşului moale şi uneori foarte moale a stratului 5. Înfigerea pronunţată a stîlpilor în culcuşul moale al stratului, chiar la presiuni reduse (4—8 tone pe stîlp), duce la crăparea acoperişului marnos friabil. Astfel de greutăţi nu au apărut la aplicarea susţinerii metalice în Valea Jiului. Cercetările asupra proprietăţilor fizico-mecanice ale rocilor înconjurătoare stratelor de lignit de la diferite mine, întreprinse de Institutul de Cercetări Miniere, a-

rată că greutăţi similare vor fi întîlnite şi la alte strate şi alte mine.

Se impune deci încercarea unei susţineri metalice prin cadre cu talpă foarte lată, care să asigure condiţii bune de dirijare a presiunii acoperişului prin eliminarea posibilităţii de înfigere a susţinerii metalice în culcuş, oricît de moale ar fi acesta.

Inclinarea mică a stratelor de lignit şi grosimea favorabilă a acestora, sînt însă factori care favorizează în mare măsură introducerea mecanizării avansate a extracţiei. Aceste elemente sînt deosebit de importante, considerînd faptul că ligniţii sînt un combustibil inferior care impune găsirea unor metode de lucru cu mecanizare cît mai avansată pentru reducerea preţului de cost. Prin justa îndrumare a cărbunilor superiori huiloşi din ţara noastră, spre cocsificare, rezultă că ligniţilor le va reveni rolul de principal combustibil energetic şi casnic. Aceasta impune însă reducerea masivă a preţului actual de cost, ceea ce se poate realiza numai prin introducerea unei mecanizări avansate. Introducerea mecanizării avansate impune lucrări serioase de cercetare în toate bazinele de lignit din ţară, pentru adaptarea mecanismelor la condiţiile specifice de zăcămînt, atît de variabile de la o mină la alta şi chiar de la un strat la altul, ale aceleiaşi mine. Este de remarcat faptul că în străinătate rareori se exploatează strate de lignit în condiţii de zăcămînt similare minelor noastre şi de aceea nu ne putem folosi de experienţa altora, decît într-o foarte mică măsură.

Cele de mai sus ne arată accentul ce trebuie pus pentru rezolvarea problemelor de cercetare subterană în minele noastre de lignit. Cercetările trebuie extinse la cît mai multe mine şi, pentru a nu deranja prea mult producţia acestora, este necesar ca Institutul de Cercetări Miniere să aibă un sector experimental la o mină, care să aibă strate cu condiţii cît mai variate de zăcămînt. In acel sector trebuie să se desfăşoare prima fază a lucrărilor de cercetare pentru găsirea metodelor de lucru şi a utilajelor adecvate unei avansate mecanizări a lucrărilor, fără ca planul de cercetări să fie stînjenit de imperativul realizării unei anumite producţii. Trebuie deci creat un sector experimental cu un plan redus de producţie, care să pună accentul aproape exclusiv pe cercetarea de metode noi de lucru şi experimentarea de utilaje moderne, adaptate condiţiilor specifice de zăcămînt.

Rezultatele favorabile ale cercetărilor efectuate în sectorul experimental vor trebui de îndată extinse la minele şi stratele de cărbuni pe cît posibil similare, la care să se continue cercetările pentru adaptarea perfectă la condiţiile specifice de zăcămînt.

Aceste cercetări nu se pot face însă decît „pe viu", adică direct în fronturile de abataje ale minelor, şi trebuie să fie incluse în planul lor de producţei.

Învăţămintele trase din cercetările în sectorul experimental vor permite punerea la punct a metodelor noi în timp scurt, astfel încît influenţa perioadei de încercări asupra planului normal de producţie a minei respective să fie redusă la minim

Minele metalifere

Problemele de cercetări cele mai importante pentru mineritul metalifer sînt:

— mărirea vitezei de avansare a galeriilor,

— reducerea consumului de explozivi;

— îmbunătăţirea metodelor de exploatare pentru mărirea siguranţei muncitorilor, creşterea productivităţii muncii şi reducerea preţului de cost.

Datorită tăriei rocilor în care se execută lucrările de deschidere şi pregătire, problema susţinerii este adesea secundată. Problema principală este scurtarea timpului necesar perforării, mărirea efectului explozivilor şi încărcarea mecanică a materialului rezultat după puşcare. In acest scop se impune introducerea cărucioarelor-suport pentru perforatoarele grele, burare cu nisip şi încercarea diverselor tipuri de maşini de încărcat.

Pentru susţinerea fronturilor de abataj şi pentru înaintări se impune experimentarea susţinerii ancorate. Trebuie de asemenea să se extindă mecanizarea transportului în frontul de abataj prin screpere, în vederea creşterii productivităţii muncii.

Pentru rezolvarea problemelor de cercetare, legate de realizarea acestor îmbunătăţiri va trebui ca Institutul de Cercetări Miniere să înfiinţeze o filială la Baia Mare.

Pe măsura precizării metodelor de lucru vor trebui create, în cadrul filialei, grupe mobile de cercetare pentru extinderea metodelor experimentale şi la celelalte mine metalifere din ţară.

Könyvtár LISBOA

Noutăți Mondiale

China

In cursul primului plan cincinal vor fi deschise 24 noi mine și redeschise 57 mine vechi. Acestea vor permite creșterea producției de cărbuni la 113 mil. tone în 1957 față de 63 mil. t în 1952.

R. P. Ungară

In R. P. Ungară a fost realizată o mașină de încărcat cărbune cîntărind circa 110 lb, și consumînd o zecime din puterea necesară mașinilor obișnuite. Mașina a fost inventată de J. Kota directorul Institutului de Cercetări Miniere în tehnica exploatărilor de la Tatabanya.

Aparatul constă dintr-o bară lungă de circa 3 m metalică, pe care doi mineri o pot transporta ușor. Un motor electric de 3 CP acționează un transportor a cărui axă inferioară este prevăzută la extremități cu cîte o roată cu cupe din oțel. Această roată aduce cărbunele spre transportor. Costul mașinii este de 150 lire față de 18.000 lire cît costă combina F-4.

Mașina funcționează printr-o suspensie care permite o mai comodă deservire. Motorul este adaptat să acționeze și un perforator.

Mașina este atît de simplă încît un miner învață să lucreze cu ea în decursul unei zile.

R. P. F. Iugoslavia

La Sebrenica în regiunea Bosnia a fost redeschisă o mină de plumb și zinc, a cărei exploatare a fost inițiată de către romani. De asemenea la Kisnica a fost deschis un zăcămînt de minereu complex cu o rezervă de cîteva milioane tone și avînd un conținut de 2-5% Pb, 1-3% Zn și ceva argint. Se prevede ca în acest punct să fie realizată cea mai mare exploatare de plumb și zinc a țării

Liban

S-a semnalat existența unui zăcămînt de minereu de uraniu la Dahr El Baider lîngă șoseaua Beirut-Damasc.

Egipt

In deșert, lîngă Heluan, la 30 km sud de Cairo, va fi construită o uzină siderurgică cu o capacitate inițială de 265 000 t oțel pe an. Construcția a început în iulie 1955 și va fi terminată în 1957. După trei ani capacitatea va atinge 500 000 t/an.

Franța

La Font-Romeau s-a inaugurat un centru național de cercetări a energiei solare care va dispune de un cuptor solar cu o putere de 1000 kW, dotat cu o oglindă plană de 30 m înălțime și 50 lățime cu care speră să se obțină 4000°C. In cuptoarele de la Mont Louis (Pyrénées Orientales) și la Bousaréca (Algeria) s-au obținut temperaturi de peste 3000°.

S.U.A.

Incepînd din 1960 uzina atomică electrică de la Grundy la 80 km de Chicago va furniza 180 000 kW.

Investiția se ridică la 45 milioane dolari.

O uzină mixtă folosind combustibil nuclear și petrol va intra în funcțiune în anul 1960 la Indian Pointe pe rîul Hudson cu o putere de 236 000 kW. Costul ei este de 35 milioane dolari.

Sahara

La Tindouf s-a identificat unul din cele mai mari zăcăminte de fier din lume. Rezerva probabilă este de 200 milioane tone cu 53%, 400 milioane cu 56% și 2-3 miliarde tone cu 45% Fe. Zăcămîntul se extinde de o distanță de 38 km și o lățime de 3—4 km cu o grosime ce uneori atinge 20 m.

U.R.S.S.

In decembrie 1955 s-a ținut în cadrul Institutului de Mine al Academiei de Științe a U.R.S.S., consfătuirea științifică referitoare la „Teoria dezagregării rocilor prin explozie", în cadrul căreia s-au prezentat următoarele 6 referate:

— Rezultatele aplicării teoriei hidrodinamice a acțiunii explozice în roci (prof. D. E. Vlasov).

— Rezultatele metodei optice de cercetare a procesului de explozie (cand. științe tehnice A. N. Hanuber).

— Noua metodă de calcul a parametrilor lucrărilor de pușcare (prof. A. F. Suhanov).

— Cercetarea acțiunii de zdrobire a încărcăturilor alungite (cand. științe tehnice A. V. Kovajenkov).

— Cercetarea gradului de sfărîmare a rocii la explozie (cand. științe tehnice Y. S. Terentiev).

— Posibilitatea aplicării teoriei statice a elasticității la rezolvarea problemelor dinamice ce apar la explozia în mediu elastic (prof. F. A .Belaienko).

Consfătuirea a hotărît ca pe viitor cercetările să fie întreprinse în următoarele direcții:

1. cercetarea criteriilor de rezistență a rocilor și a tensiunilor ce apar în ele la explozie;
2. cercetarea acțiunii explozive asupra rocii;
3. cercetarea distribuirii energiei de explozie în timp considerînd deformația reală a rocilor și proprietățile diferitelor materiale explozive;
4. stabilirea celor mai raționale metode de plasare a încărcăturilor de exploziv într-un masiv dezagregat;
5. cercetarea condițiilor de aplicare a explozivilor foarte puternici în încărcături foarte mari.

Norvegia

In decurs de 3 luni în 1954 zburînd pe un teritoriu de 300 mile pătrate din Norvegia de sud-vest s-a putut descoperi un zăcămînt cu 100 milioane tone fier, care a fost apoi identificat prin foraje. Este prima încercare de aplicare a aeromagnetometriei în Europa ale cărei date au fost comunicate.

Canada

In Labrador s-a descoperit un nou mare zăcămînt de uraniu. Zăcămîntul se extinde pe 85 mile în lungime și are o suprafață de circa 680 mile pătrate. El este format din pechblendă ce se găsește în roci sedimentare și roci granitice asociate.

Africa Ecuatorială Franceză.

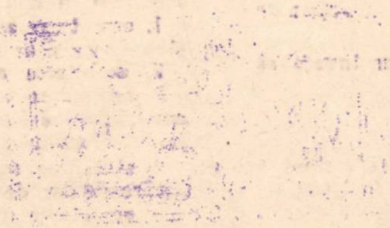
La Mouanda la circa 5 m adîncime s-a descoperit un zăcămînt cu circa 100 000 000 t minereu cu 40-50% mangan. Pentru transportul minereului la portul Pointe Noir din Oceanul Atlantic este necesară construirea unei căi ferate de 200 mile. Au fost analizate trei posibilități: transport pe cale ferată, cu funicular sau instalarea unei uzine siderurgice lîngă mină ceea ce necesită construcția unei uzine electrice.

India

Guvernul indian a aprobat programul de cercetări miniere, stabilit de serviciul geologic indian. In acest program se prevede explorarea geologică a insulelor Andaman și Nicobar și o expediție în munții Gahrwal din Himalaya. In Andhară se preconizează prospectarea magnetică și electrică a unor zăcăminte de cupru.

Peru

La Tambillo în provincia Huaraz, la 200 mile nord de Lima, a fost descoperit un mare zăcămînt de minereu de staniu și care în urma unor prime cercetări s-ar extinde pe o suprafață de 30 000 hectare avînd un conținut de 10% Sn.



„REVISTA MINELOR" organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. și al Ministerului Minelor — Redacția: București, Str. Ioan Ghica nr. 3. Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon: 3.07.30 și 3.57.28 — Administrația și Casieria: Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor și subfilialelor A.S.I.T. din întreaga țară precum și prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinetele tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071012 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin, București. —Tarif pentru întreprinderi: lei 20 anual: — Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: lei 30 anual; — Prețul unui exemplar: lei 3.

I. P. 2 — c. 3621

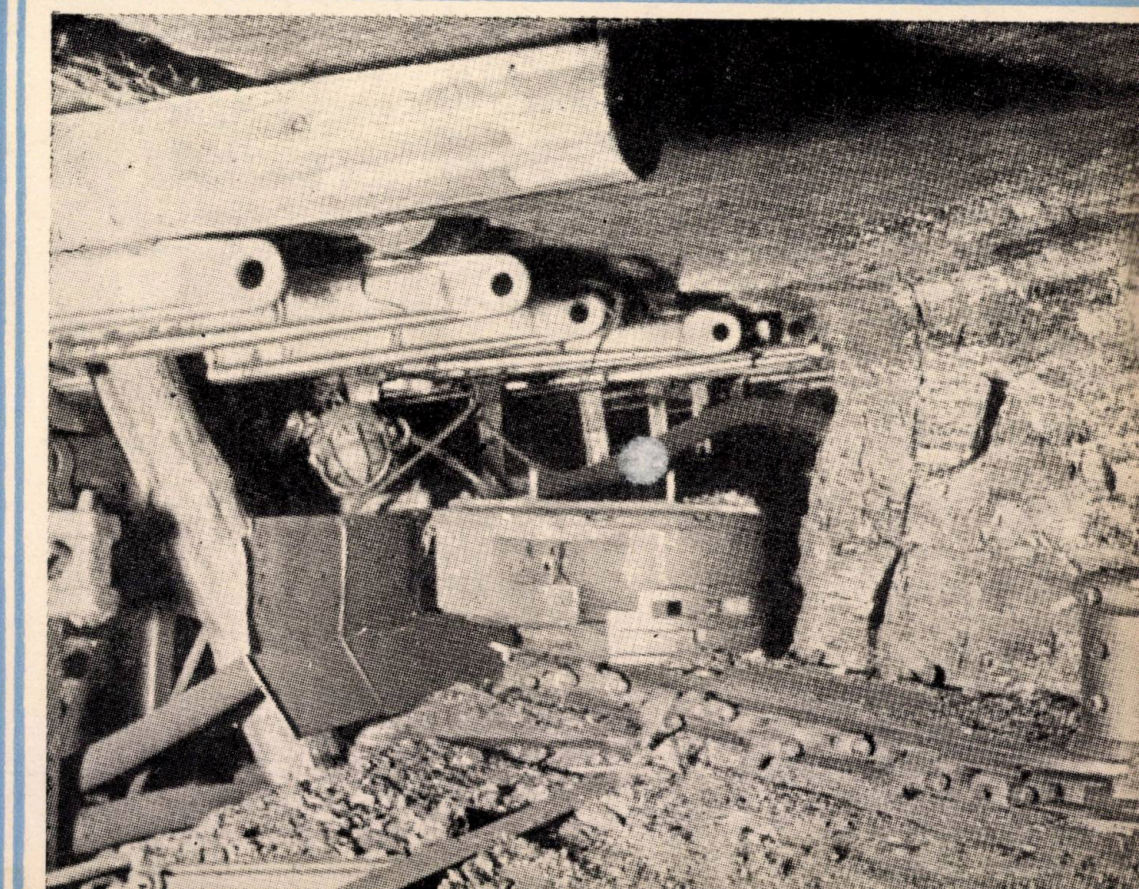
Lei 5 exemplarul

E 1455

KAT

Revista MINELOR

Institut. de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
OBMEH - СВЯЗЬ
VYMĚNA - WYMIANA
ТАУСН - СМЕНА



2

1957

ASIT

Februarie
1957
Anul VIII
Nr. 2

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R. P. R., AL MINISTERULUI MINELOR ȘI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI CHIMICE (DIR. EXPL. MINIERE)

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 3.57.28 și 3.07.30

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA**, ing. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PĂCURARU**, prof. ing. **V. POBORAN**, prof. dr. ing. habil **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI.**

SUMAR

CAZACU V.: **Mecanizarea tăierii și încărcării cărbunilor în abataj și tendințele noi în construcția mașinilor folosite în aceste operații.** (II). In a doua parte, a referatului, autorul prezintă diferitele construcții de combine și pluguri de cărbune. Se dau caracteristicile mașinilor și condițiile optime de lucru, indicîndu-se și capacitatea și productivitatea realizată de fiecare mașină în parte **(pag. 55—76).**

PETYREK M. E.: **Evoluția industriei carbonifere din Republica Cehoslovacă.** Autorul prezintă principalele probleme ce au stat la baza dezvoltării industriei miniere cehoslovace în special după cel de-al doilea război mondial. Se arată care este direcția economică pe baza căreia se realizează această dezvoltare, folosirea cu maximum de eficacitate a cărbunelui și orientarea industriei carbonifere pe linia deservirii industriei siderurgice și chimice **(pag. 77—80).**

BLUM I. și ROSENBERG M.: **Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării și valorificării cărbunilor bruni lemnoși (ligniți) din R.P.R.** (I). Autorii prezintă o metodă științifică de apreciere a valorii energetice utile, a tuturor combustibililor solizi. Studiul și nomogramele permit calculul costului unității calorice utile atît pentru lignitul brut cît și pentru fracțiunile obținute prin ciuruire **(pag. 81—92).**

KOSAREVA I. T.: **Considerațiuni generale cu privire la probele tehnologice.** Autorul analizează factorii care influențează stabilirea probelor tehnologice și face recomandări asupra modului în care trebuie realizate aceste probe **(pag. 92—95).**

BUMBU V.: **Forțele de frînare la instalația de extracție cu roata motoare.** Problema alunecării cablului pe roata Koepe nu a fost suficient studiată pînă în prezent și autorul pe baza unui exemplu arată că siguranța contra alunecării cablului este pe deplin asigurată dacă forța de acționare și cea de frînare sînt dimensionate în mod just **(pag. 95—97).**

COMUNICĂRI ALE INSTITUTULUI DE CERCETĂRI MINIERE

IONESCU M. și ANGHEL V.: **Semicarbonizarea cărbunilor prin fluidizare.** Autorii după o prezentare succintă a stadiului actual al semicarbonizării expun încercările efectuate de ICEMIN și care au dus la concluzia folosirii cuptorului cu pat fluidizat. Se remarcă faptul că fluidizarea nu impune probleme suplimentare spălării cărbunilor **(pag. 98—104).**

NOTE
NOUTĂȚI MONDIALE

E 1433

Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA

REVISTA MINELOR

ANUL VIII — Nr. 2 — FEBRUARIE 1957

СОДЕРЖАНИЕ

В. КАЗАКУ: **Механизация выемки и погрузки угля в лавах и новые тенденции в области строительства машин, применяемых для этих операций (II).** Во второй части доклада автор описывает различные циклы угольных комбайнов и стругов. Дается характеристика машин и приводятся оптимальные условия работы, причем указывается мощность и производительность каждой машины (стр. 55—56).

М. Г. ПЕТИРЕК: **Развитие угольной промышленности в Чехословацкой Республике.** Автор рассматривает основные вопросы, выдвинутые развитием чехословацкой угольной промышленности после второй мировой войны. Указывается экономическое направление, по которому осуществляется это развитие с наиболее эффективным использованием угля, а также ориентация угольной промышленности в связи с обслуживанием черной металлургии и химической промышленности (стр. 77—80).

И. БЛЮМ и М. РОЗЕНБЕРГ: **Некоторые технико-экономические вопросы переработки бурых углей (лигнита) в РНР.** Авторы дают описание научного способа определения полезной энергетической ценности всех видов твердого топлива. Исследования и номограммы позволяют произвести расчет стоимости полезной тепловой единицы как для сырого лигнита, так и для полученных грохочением фракций (стр. 81—92).

И. Т. КОСАРЕВА: **Общие соображения о технологических испытаниях.** Автор рассматривает факторы вляющие на выбор технологических испытаний и дает рекомендации в связи со способом осуществления данных испытаний (стр. 92—95).

В. БУМБУ: **Тормозящие силы на подъемной установке системы Кöпе.** Учитывая, что до настоящего времени вопрос скольжения каната на колесе Кöпе не был в достаточной мере исследован, на основе примера автор указывает, что предупреждение скольжения каната может быть вполне обеспечено, если расчет сил привода и торможения произведен правильно (стр. 95—97).

СООБЩЕНИЯ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬНОГО ГОРНОГО ИНСТИТУТА

М. ИОНЕСКУ и В. АНГЕЛ: **Полуобугливание углей посредством движущегося слоя.** После подробного освещения существующего положения в области полуобугливания авторы описывают проведенные ИЧЕМИН-ом исследования, на основании которых были выведены заключения о целесообразности применения печи с движущимся слоем. Отмечается, что применение движущегося слоя не связано с какими либо вопросами мойки угля (стр. 98—104).

SUMMARY

CAZACU V.: **Mechanization of cutting and loading coal in the faces an the new tendencies concerning the machinary used in such operation** (II). In the second part of the report the author displays the different constructions of the combines and plaugh-steel (draglines).
Application reports of optimum working conditions and equipment specification as well as the most profitable use of each machinary are given. **(pag. 55—76).**

PETYREK M. G.: **The evolution of mining industry in Czechoslovakia.** The author displays the main problems on which the development of Czechoslovakian mining industry especially, after the second world war was based on. It points out the new-economic trends that will promote this development, namely the use of coal with increased efficiency and the new mining industry orientation to serve the iron manufacture and chemical industry. **(pag. 77—80).**

BLUM I. and ROSEMBERG M.: **Concerned with some technical-economic aspects of treatment and benificiation of lignite from Rumanian People's Republic.** The authors unveil a scientific method of estimation of useful energy value of al solid fuels. The study and nomogrames permit the calculation of the cost of caloric units of lignite for fractions got by screeming. **(pag. 81—92).**

KOSAREVA I. T.: **General references concerning the technical tests.** The author analyses the agents that get an influence on the technical tests, refering on the way the tests have to be accomplished. **(pag. 92—95).**

BUMBU V.: **The breakage forces in the Koepe System.** The problem of sliding of the cable has not been enough studied till now, and the author based on an example unveils that the security against the sliding of the cable is completly assured if the dynamic force and breakage force are correctly determined. **(pag. 95—97).**

REPORTS OF THE INSTITUTE FOR MINING RESEARCH (ICEMIN)

IONESCU M. and ANGHEL V.: **The moving-bed technique.** After briefly reviewing the to day state of solid-gaz contacting operations, the authors relate the ICEMIN experiments that reach the final conclusion in using moving bed method. The fluidized-bed does not create any problems for coal washing. **(pag. 98—104).**

SOMMAIRE

CAZACU V.: **La mécanisation du dépilage et du chargement du charbon dans le chantier d'abatage et les nouvelles tendences dans la construction des machines utilisées dans ces operations (II).** Dans la deuxième partie de l'article l'auteur présente les différentes constructions des chargeuses-abateuses. On indique les caractéristiques des machines et leurs conditions optima de travail ainsi que la capacité et le rendement réalisés par chaque machine **(pages 55—76).**

PETYREK M. G.: **L'évolution de l'industrie charbonnière dans la République Tchécoslovaque.** L'auteur présente les principaux problèmes qui ont été à la base du développement de l'industrie chabonnière de la Tchécoslovaquie, spécialement après la deuxième guerre mondiale. On indique ensuite la direction économique sur la base de laquelle se réalise ce développement: l'utilisation du charbon avec le maximum d'éfficacité et l'orientation de l'industrie charbonnière pour desservir l'industrie sidérurgique et chimique **(pages 77—80).**

BLUM I. et ROSENBERG M.: **Sur quelques aspects techniques et économiques de la préparation et de l'ennoblissement du lignite de la R.P.R.** Les auteurs présentent une méthode scientifique d'appréciation de la valeur énergétique utile de tous les combustibles solides. L'étude et les nomogrammes permettent le calcul du prix de revient de l'unité calorique pour le lignite ainsi que pour les fractions obtenues par criblage **(pages 81—92).**

KOSAREVA I. T.: **Considérations générales sur les épreuves technologiques.** L'auteur analyse les facteurs qui influencent sur l'établissement des épreuves technologiques et fait des récommendations sur la modalité dans laquelle on doit réaliser ces épreuves **(pages 92—95).**

BUMBU V.: **Les forces de freinage à l'instalation d'extraction à poulie Koepe.** Le problème du glissement du câble sur la poulie Koepe n'a pas été suffisament étudié jusqu'à présent; l'auteur démontre, basé sur un exemple, qu'on peut s'assurer d'une manière suffisante contre le glissement, si la force d'action et celle de freinage sont dimensionées avec justesse **(pages 95—97).**

COMMUNIQUÉS DE L'INSTITUT POUR RECHERCHES MINIÈRES ICEMIN)

IONESCU M. et ANGHEL V.: **La sémicarbonisation du charbon par fluidification.** Les auteurs, après une courte présentation de l'état actuel de la sémicarbonisation, exposent les essais effectués par l'IGEMIN et qui ont mené à la conclusion d'utiliser le four à lit fluidisant. On doit remarquer que la fluidisation n'impose pas des problèmes supplémentaires au lavage du charbon **(pages 98—104).**

INHALT

CAZACU V.: **Die Mechanisierung der Gewinnungs- und Ladearbeiten der Kohle im Abbau und die neue Tendenz bei dem Bau der gehörigen Maschinen (II).** In dem zweiten Teil des Aufsatzes beschreibt der Verfasser verschiedene Ausführungen von Schrämladern und Kohlenpflügen. Es werden die Kennzeichen und die besten Arbeitsbedingungen sowie dei erreichte Leistung und Produktivität jeder Maschine angegeben **(Seite 55—76).**

PETYREK M. G.: **Die Entwicklung der Bergbaukohlenindustrie in der Tschechoslowakischen Republik.** Der Verfasser stellt die der Entwicklung tschechoslowakischer Bergbauindustrie hauptsächlich nach dem zweiten Weltkriege zu Grunde liegenden Hauptfragen dar. Es werden die wirtschaftlichen Richtlinien für die Verwirklichung dieser Entwicklung angegeben und zwar: die vollkommste Ausnutzung der Kohle und die Beförderung der Kohelnindustrie im Dienste der Eisenhütten- und der chemischen Industrie **(Seite 77—80).**

BLUM I. und ROSENBERG M.: **Ueber einige technischen und wirtschaftlichen Gesichtspunkte bei der Aufbereitung und Veredelung lignitischer Braunkohle der R.V.R.** Die Verfasser stellen eine wissenschaftliche Methode für die Schätzung des nutzbaren Energiewertes aller festen Brennstoffe dar. Das Studium und Nomogram gestatten die Kostenpreisrechung der nutzbaren kalorischen Einheit der rohen als auch der klassierten lignitischen Braunkohle **(Seite 81—92).**

KOSAREVA I. T.: **Allgemeine Betrachtungen über die technologischen Proben.** Der Verfasser untersucht die Einflussfaktoren bei der Festsetzung von technologischen Proben und zeigt wie man solche Proben aufnehmen soll **(Seite 92—95).**

BUMBU V.: **Dei Reibkräfte bei der Treibscheibenförderung.** — Das Seilrutschen auf der Koepe — Scheibe war bis heute noch nicht gründlich untersucht; der Verfasser, an Hand eines Beispieles, zeigt dass das Seilrutschen ausreichend vermieden wird, wenn die Treib- und die Reibkräfte richtig dimensioniert sind **(Seite 95—97).**

MITTEILUNGEN DES INSTITUTS FÜR BERGBAUFORSCHUNGEN (ICEMIN)

IONESCU M. und ANGHEL V.: **Die Halbschwelung der Kohle durch Verflüssigung.** Die Verfasser, nach einem kurzen Ueberblick über das heutige Stadium der Halbschwelung, stellen die von ICEMIN druchgeführten Versuche dar, die zur Benutzung des Ofens mit Verflüssigungsbett zugeführt haben. Es ist zu bemerken, dass die Verflüssigung keine zusätzliche Fragen bei dem Kohlenwaschen stellt **(Seite 98—104).**

Mecanizarea tăierii și încărcării cărbunilor în abataj și tendințele noi în construcția mașinilor folosite în aceste operații *(II)*

Conf. ing. **V. Cazacu**

2. Combine avînd organul de lucru format dintr-un mănunchi de brațe, care taie dintr-o dată cărbunele

Combinele de acest fel au fost construite în primul rînd pentru a fi folosite în cadrul metodei de exploatare cu camere și stîlpi și pentru săparea galeriilor.

Ele au ca organ de lucru, un dispozitiv format dintr-un mănunchi de brațe de haveză, așezate alăturat, pe care se mișcă lanțurile de tăiere. Acest mănunchi de brațe este presat spre front, în care face o tăietură de 40—60 cm adîncime, de obicei la culcuș. El este apoi rotit în planul vertical pe toată grosimea stratului, astfel că taie cărbunele de jos în sus, smulgîndu-l din front ca o pilă mare. Tăietura este lărgită apoi prin repetarea ciclică a operației.

Materialul tăiat cade pe vatră de unde este ridicat pe un transportor cu raclete, ca de o mașină de încărcat obișnuită sau este trecut pe două benzi transportoare succesive.

Prima mașină apărută în 1948 a stîrnit un interes deosebit, apoi s-au construit cîteva mașini bazate pe același principiu. Unele din ele sînt fabricate în serie, dar nu au răspîndire prea mare.

Minerul continuu—Continuous miner (Joy)—. Organul de lucru cuprinde șase brațe paralele, care îi asigură o lățime totală de 76 cm. Brațele au lungimea de 1,80 m. Ele sînt mișcate în sus, în jos și lateral pe un arc de 45°, cu ajutorul unor cilindri hidraulici. Organul de lucru este montat în fața corpului mașinii. Materialul tăiat este dirijat cu ajutorul a doi melci spre gura de încărcare, unde cade pe un transportor cu raclete intermediar și apoi pe transportorul cu raclete de încărcare. Ambele transportoare sînt așezate în lungul axului mașinii. Transportorul cu raclete încarcă materialul tăiat în vagonete automotoare. Mașina se mișcă pe șenile (fig. 23). Ea are posibilități de manevră importante (de exemplu, poate tăia pe lățime de 4,8 m dintr-o singură poziție). Acționarea mașinii e făcută de 7 motoare care însumează 162 CP. Combina are dimensiuni mari (9 m lungime și 2,5 m lățime), greutatea fiind de 18 t. S-au

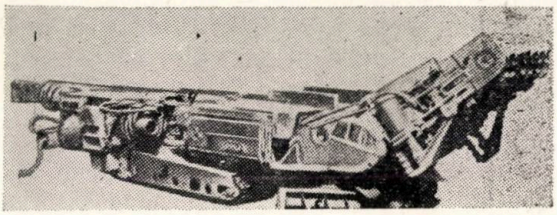


Fig. 23. Minerul continuu

construit tipuri pentru diverse grosimi de strat, 1,20—1,65 m și 1,8—2,40 m. Producția obținută este de 300—500 t/schimb, debitul teoretic este de 2—8 t/min. Randamentul obținut e foarte ridicat și variază între 30—65 t/post, creșterea randamentului față de lucrul cu haveza este aproximativ de 30%. La sfîrșitul anului 1953 erau folosite 230 mașini de acest fel. Ele lucrează în abataje cameră sau la înaintări pe înclinări pînă la 10°.

După unele date, 66% din cărbunele tăiat are granulație peste 10 mm.

Combina Dosco (fig. 24) are același principiu de lucru ca și „minerul continuu", dar e modificată astfel încît să poată fi folosită în abataje frontale. În acest scop, s-a mărit lățimea brațului de tăiere la 1,50 m, prin așezarea a 7 lanțuri paralele, și s-au modificat dimensiunile principale ale mașinii. Înălțimea a fost redusă la 1,10 m, lățimea la 1,50, iar lungimea mașinii este numai de 4,2 m. Pentru a asigura încărcarea materialului pe transportorul cu raclete din lungul abatajului frontal, materialul tăiat de mașină este ridicat de o bandă așezată transversal față de axul longitudinal al mașinii. Aceasta a permis totodată și scurtarea mașinii. Ea se mișcă pe șenile ca și „minerul continuu". Mașina are o construcție solidă și cîntărește

19 t. Este destinată lucrului pe înclinări pînă la 14°.

În practică dă rezultate bune în strate de peste 1,45 m grosime. Debitul teoretic este de

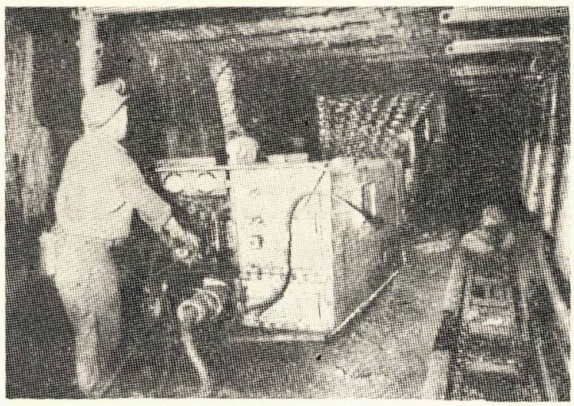


Fig. 24. Combina Dosco

2,5 t/min. S-au realizat randamente de 60 t/post. Maşina se fabrică în serie şi se foloseşte în Noua Scoţie (Canada) şi în Anglia.

Combina Petöfi, (fig. 25). Construită în R.P. Ungară, sub formă de prototip, păstrează acelaşi principiu de lucru ca şi combina Dosco. Deosebirea constă în dimensiuni, deoarece tipul Petöfi are înălţimea de 1,6 m, fiind destinat pentru strate cu grosimea 1,8—2,40 m. Ea se mişcă, de asemenea, pe şenile. După experimentarea ei s-a proiectat tipul II, destinat pentru

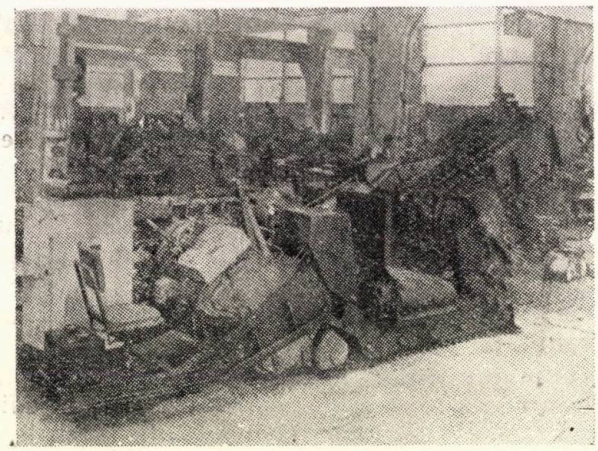


Fig. 25. Combina Petöfi

strate mai subţiri, avînd înălţimea mai redusă (1,10 m). Combina urmează să funcţioneze după tipul suveică, deci să taie şi la coborîre. De asemenea, combina e prevăzută să fie împărţită pe subansamble, pentru uşurarea transportului. Între timp i s-au mai făcut o serie de modificări.

Combina Dauerwühler (fig. 26), care a fost propusă tot pentru front lung, este construită pe acelaşi principiu al pachetului de braţe care mărunţeşte cărbunele dintr-o dată, fără desprindere în blocuri. Aici însă, pachetul de braţe este aşezat orizontal, ca braţele de la haveză, şi este montat pe corpul unei haveze care se deplasează în lungul frontului.

Această combină are avantajul că ar putea fi folosită şi la strate subţiri. Braţele sînt aşezate diagonal pentru a tăia mai uşor cărbunele. Adîncimea cîmpului este de 80 cm. Combina nu a căpătat aplicaţie practică, atît din cauza mărunţirii cărbunelui, cît şi a vitezei sale de lucru, mai reduse, decît a plugului de cărbune.

Combinele din această clasă — în special primele două fabricate în serie — s-au dovedit maşini puternice, de mare debit şi cu rezultate tehnice bune chiar în cărbuni tari, însă în condiţii de lucru speciale; în strate cu grosime de 1,20—2,40 m cu înclinare mică (sub 10—14°) şi cu acoperiş foarte tare, care se poate menţine fără susţinere pe suprafeţe mari, întrucît ma-

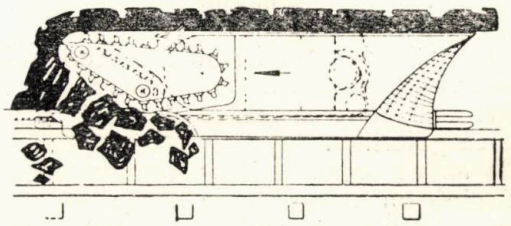


Fig. 26. Combina Dauerwühler

şinile ocupă un spaţiu mare. Unele din ele, cum este Dosco, au activitate ciclică tăind numai într-o direcţie. Procentul de cărbune mărunt produs nu depăşeşte pe cel al altor clase de combine, deoarece cărbunele dintre două lanţuri este smuls de acestea în bulgări de mărimea nucii.

3. Combine cu braţe inelare

Aceste combine formează astăzi o familie numeroasă şi au căpătat o mare răspîndire, o bună parte din ele fiind fabricate în serie.

Principiul lor comun constă în aceea că organul de lucru este un cadru cu forma unui U culcat. sau de buclă. Pe cadru acţionează un lanţ cu dinţi care taie un făgaş asemănător, izolînd cărbunele dintr-o dată pe 3 părţi. Blocul de cărbune, care ia naştere pe această cale, este despicat, după caz, cu ajutorul unei bare cu dinţi şi cu discuri de sfărîmare sau cu mai multe bare cu discuri. In strate foarte subţiri, înălţimea blocului de cărbune fiind mică, acestea se sfărîmă cu uşurinţă, fără să mai fie necesar un alt dispozitiv de sfărîmare.

Combinele de acest fel au căpătat o răspîndire deosebit de mare în U.R.S.S., unde, în afara combinei pentru strate subţiri, s-au construit combine pentru strate mai groase şi pentru strate foarte subţiri.

Combina Donbas I (fig. 27), a fost construită şi pusă în funcţiune în 1949.

Are ca organ de lucru un braţ inelar, care taie un cîmp cu adîncime normală de 1,6 m. Înălţimea cadrului variază între 0,73 şi 1 m. Blocul de cărbune cuprins în interiorul făgaşului este despicat de o bară prevăzută cu dinţi, pe care se montează 1—5 discuri de sfărîmare.

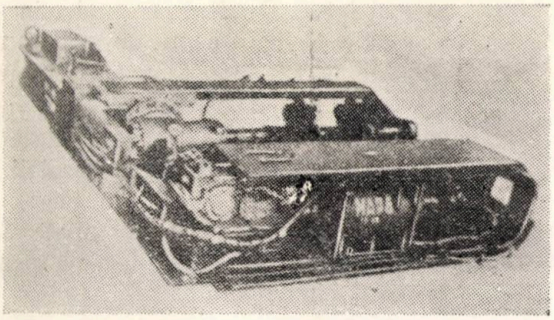


Fig. 27. Combina Donbass 1

Pentru adaptarea la grosimi de strat mai mari, s-a încercat folosirea unui braţ inelar pliant, cu o înălţime care ajunge la 1,6 m. În alte părţi s-a încercat folosirea unui braţ auxiliar vertical, lung de 0,8—1,2 m, montat pe bara de sfărîmare în locul discului dinspre fundul cîmpului nou tăiat. Aceste dispozitive permit exploatarea stratelor cu grosime între 0,8 m şi 1,8 m.

Organul de încărcare, compus dintr-un transportor cu racletele în consolă aşezate paralel cu axul lui de rotaţie, împinge materialul tăiat pe vatră, îl ridică pe un mic plan înclinat şi îl proiectează pe transportorul cu raclete montat în lungul frontului de abataj. Viteza de avans a combinei, în patru trepte, variază între 0,22 şi 1,08 m/min.

Rezultatele obţinute în practică cu această combină au fost foarte bune în comparaţie cu combinele utilizate anterior, şi folosirea ei a căpătat o mare răspîndire (800 buc. în 1955).

Combina dă rezultate bune în cărbuni moi sau de tărie medie, fără intercalaţii sterile dure. Datorită spaţiului relativ mare ocupat de braţul inelar, de discurile de sfărîmare şi de dispozitivul de încărcare, combina poate fi folosită numai în strate cu acoperiş ceva mai tare, care permite o suprafaţă nesusţinută de 6—8 m^2. Ea a fost încercată şi la înclinări mai mari, dar au apărut dificultăţi în funcţionarea încărcătorului. De aceea, înclinarea de 26^0 se consideră drept înclinare limită pentru funcţionarea fără dificultăţi a combinei.

Combina a fost experimentată şi la noi în ţară în condiţii de lucru mai puţin favorabile, de pildă în Valea Jiului (unde apar adesea intercalaţii de sfero-siderită) şi la Filipeşti.

Deşi combina dă rezultate foarte bune şi a căpătat o mare utilizare, ea are şi o serie de inconveniente. Astfel, în strate cu grosime mai mare sînt necesare amenajări suplimentare pentru asigurarea tăierii bancului de la acoperiş. În strate mai tari şi concrescute sau cu intercalaţii dure, este necesară împuşcarea prealabilă. Motorul s-a dovedit în asemenea cazuri insuficient de tare, ceea ce face ca avansul maşinii să se poată face numai cu viteză minimă. Pe de altă parte, încărcarea mecanică se realizează numai în proporţie de 75—80% şi o parte din material trebuie încărcat manual.

Experienţa cîştigată cu utilizarea acestei combine a dus la construirea noii combine Donbass 2, la care s-au adoptat mai multe perfecţionări. Astfel, în locul dispozitivului de avans cu clichet, s-a introdus avansul cu pulsator, forţa de tracţiune a tobei a fost mărită la 15 t, toba maşinii putînd astfel înfăşura 40 m de cablu. Lanţul poate lucra cu două viteze de tăiere (1,7 şi 2 m/s) şi deci se adaptează mai bine la tăria cărbunelui. Motorul, este mult mai puternic ca la combina Donbass 1, are 120 kW iar motorul încărcătorului are 35 kW, deoarece combina este destinată să lucreze în cărbuni tari.

Încercările făcute cu ea în 1954 au dat rezultate mai bune decît la tipul Donbass 1, în special ca viteză de avans şi posibilităţi de a lucra şi în cărbune mai tenace, dar nu s-a eliminat în toate cazurile necesitatea slăbirii cărbunilor prin împuşcarea prealabilă. Randamentele la tăiere au crescut cu 30—40%, ajungînd la 30—40 t/post.

Combinele Donbass 4, 6 şi 7 sînt destinate pentru exploatarea stratelor mai groase, fiind bazate pe acelaşi principiu de lucru al braţului inelar.

Combina Donbass 4 (fig. 28) este destinată pentru strate cu grosimea de 2,3—2,7 m. Se

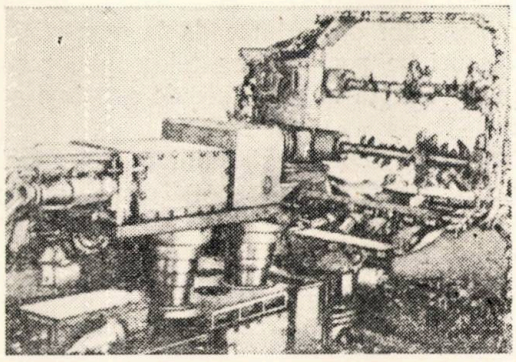


Fig. 28. Combina Donbass 4

compune din două combine Donbass suprapuse, cu singura deosebire că la combina superioară au fost demontate dispozitivul de avans şi încărcătorul. Maşina superioară este fixată de cea inferioară prin intermediul unor cricuri hidraulice, care permit combinei o variaţie a înălţimii de circa 30 cm. S-a ajuns la

o producție zilnică de 980 t, iar randamentul a crescut cu 20—30% față de lucrul cu haveza.

Combina Donbass 6 (fig. 29) este destinată pentru strate de 1,8—2,1 m grosime. Organul de lucru este compus dintr-un inel mare a cărui latură superioară poate fi reglată pentru diferite grosimi de strat, între limitele fixate.

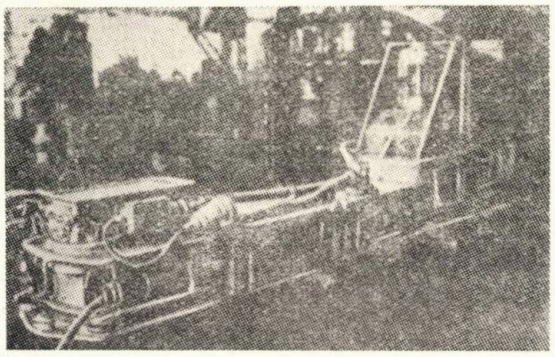


Fig. 29. Combina Donbass 6

Ca organ de sfărîmare se folosesc 2 rînduri de bare cu discuri. Organele de încărcare și motoarele respective sînt asemănătoare cu cele de la combinele Donbass 2 și 1. Primele încercări făcute în 1955 au dat 800 t producție zilnică și 20 000 t producție lunară. Față de lucrul cu combina Donbass 1 randamentele au crescut cu 20—28% și prețul de cost a scăzut cu 7—10%.

Combina Donbass 7 este destinată pentru strate de 2,2—2,6 m grosime. Ea se compune dintr-o combină Donbass 2 cu braț inelar mai înalt și 2 rînduri de bare cu discuri. Deasupra brațului inelar este montată încă o bară cu discuri numeroase, servind la tăierea și mărunțirea bancului de cărbune de la acoperiș. Bara cu discuri se poate mișca telescopic, pentru a se putea adapta la variațiile de grosime a stratului.

Combinele Gorniac și Șahtior sînt construite pentru strate subțiri și anume combina Gorniac pentru strate de 0,6—0,75 m grosime, iar combina Șahtior pentru strate de 0,5—0,8 m grosime. Ele au același principiu de lucru ca și

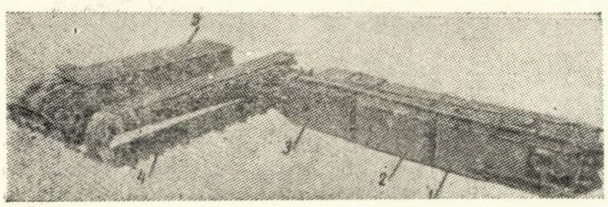


Fig. 30. Combina Gorniac

combina Donbass, fiind echipate cu braț inelar. Din cauza grosimii mici a bancului care rămîne tăiat între cele două făgașe orizontale, acesta se surpă de la sine, astfel că nu mai este necesară bara cu discuri pentru sfărîmarea lor. La amîndouă combinele, dispozitivul de încărcare este asemănător cu cel de la combina Donbass. Combina Gorniac (fig. 30) este acționată de motoare puternice și prevăzută cu un dispozitiv de stropire cu apă. Rezultatele practice au fost bune. Debitul de producție teoretic este de 30—90 t/h. S-au obținut randamente în abataj de 7,6 t/post, cu creșteri pînă la 40% față de lucrul cu haveza.

Combina Șahtior a fost experimentată în 1954. Ea este construită pe baza mașinii de havat KMP, avînd două viteze de tăiere. În rest nu prezintă deosebiri substanțiale față de combina Gorniac. S-a dovedit bună pentru cărbuni cu clivaj bine pronunțat.

Principiul de tăiere cu braț inelar este folosit și în alte regiuni miniere. Astfel, s-au construit combinele Cuylen, Eickhoff cu braț inelar R.F.G. și Uskside (în Anglia).

Combina Cuylen (Soest-Ferrum) are ca organ de tăiere un braț inelar asemănător cu al combinei Donbass, însă, întrucît combina se

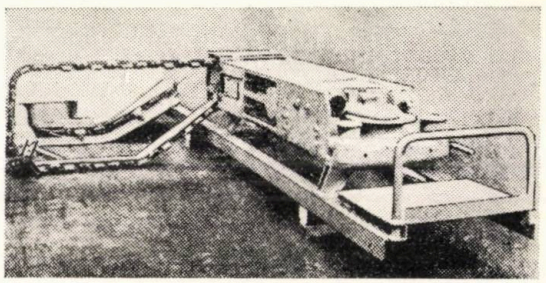


Fig. 31. Combina Cuylen

deplasează de-a lungul frontului, pe banda cu raclete blindată, cadrul este îndoit mai întîi în jos pînă la culcușul stratului și apoi în sus pînă la acoperiș (fig. 31). Încărcarea se face cu ajutorul unei cormane de plug, uneori echipată cu un transportor cu raclete în consolă, așezată orizontal. Cormana este trasă de combină și curăță materialul, care se urcă pe transportorul cu raclete din lungul frontului. Ea taie în strate de 0,9—1,5 m grosime. Adîncimea de tăiere este numai de 1,25 m. Motorul actual este de 80 CP. Uneori este ajutat la tracțiune de un troliu așezat în partea de sus a abatajului. Combina Cuylen pentru strate mai groase a fost prevăzută cu două cadre, primul încercuiește cu un făgaș blocul de cărbune de tăiat, iar cel de-al doilea îl sfărîmă prin făgașe diagonale sau verticale (fig. 32).

Mișcarea de tăiere a lanțului se transmite de la un braț inelar la celălalt, prin inter-

mediul unui braţ de legătură între cadre, situat în fundul făgaşului.

Combina Cuylen a fost experimentată şi în strate cu înclinare mare. Blocul de cărbune tăiat de cadru este sfărîmat de un dispozitiv în formă de falcă de concasor, aşezat la vatră,

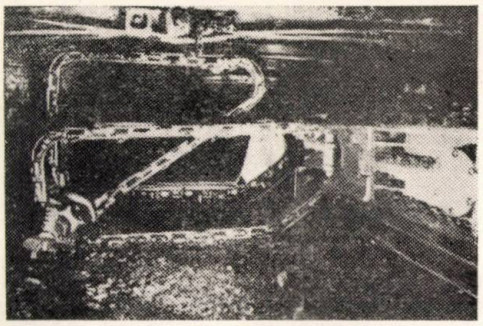


Fig. 32. Combina Cuylen dublă

care presează blocul spre tavan. Cărbunele sfărîmat se coboară în lungul frontului, fără să fie nevoie de dispozitiv de încărcare. Deşi unele experienţe făcute cu combina Cuylen, în strate cu înclinare mică au dat rezultate foarte bune, combina nu s-a răspîndit.

Combina Eickhoff cu braţ inelar (fig. 33) se bazează pe principiul maşinii de havat SE3. Pentru uşurarea tăierii în cărbune tare, în faţa braţului inelar este montat un braţ de haveză echipat cu un spin. Combina se deplasează pe transportorul cu raclete, ca şi combina Cuylen. Motorul este de 60 kW. Încărcarea se face cu

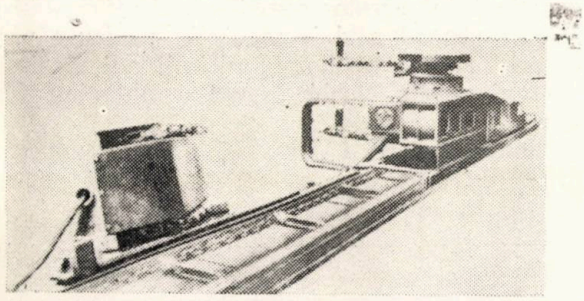


Fig. 33. Combina Eickhoff cu braţ inelar

ajutorul unui plug şi a două benzi cu raclete în consolă, care se rotesc în jurul unei axe verticale. Încărcătorul are motor separat. Coborîrea se face prinzînd combina de racletele transportorului din abataj.

Pentru zăcăminte mai groase firma Eickhoff a construit o maşină mixtă, avînd două braţe cu spini, unul din ele montat pe turelă, urmat de cadru, care desăvîrşeşte mărunţirea materialului. Nici această maşină nu a căpătat pînă în prezent utilizare pe scară mare.

Combina Ostravan 500 (fig. 34) a fost construită în R. P. Cehoslovacă, tot pe principiul braţului inelar, cu unele particularităţi care o individualizează. Astfel, combina se compune din două combine alăturate. Combina taie atît atunci cînd merge în sus pe înclinare, cît şi atunci cînd coboară. Se realizează astfel mersul în „suveică" şi se elimină desprinderea încărcătorului şi punerea combinei în poziţie de transport.

Combina este construită pentru grosimi de strat de 0,5—0,8 m. Adîncimea de tăiere este redusă la 1,1 m. Cele două părţi inelare şi încărcătoarele sînt foarte apropiate pentru ca să nu ceară mult spaţiu nesusţinut în front. Combina este prevăzută şi cu o bară cu discuri, pentru mărunţire, care se montează pe maşină numai cînd se taie în cărbuni tari. Acţionarea este făcută de două motoare electrice de cîte 22 kW, şi tensiune de 500 V, care lucrează pe acelaşi ax. Motoarele pot fi şi pneumatice. Motorul troliului de avansare are 6 kW

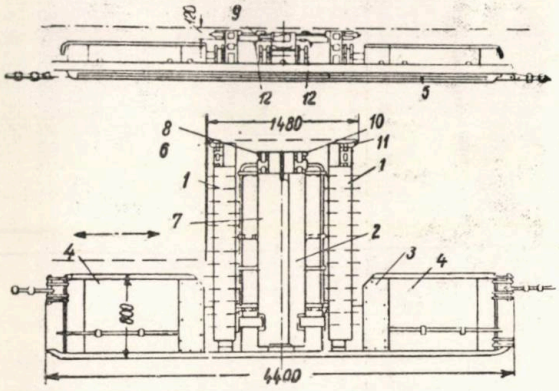


Fig. 34. Combina Ostravan 500

şi forţă de tracţiune de 8 t. Troliile sînt fixate la cele două capete ale frontului. Combina încarcă pe o bandă cu încărcare pe ramura inferioară. Debitul lunar maxim realizat a fost de 5 600 t, într-un strat de 0,75—0,80 m. Viteza de avans a combinei în front nu a depăşit decît rar 0,5 m/min din cauza întîrzierii în executare a susţinerii.

Combina KW-52 construită în R.P. Polonă nu diferă principial de combina Donbass şi e destinată pentru aceleaşi grosimi de strat de 0,9—1,6 m.

Combina Uskside e construită pentru grosimi de 0,7—0,9 m înălţime, pe acelaşi principiu al braţului inelar. Încărcarea se face ca la combina Meco-Moore, prin intermediul unei scurte benzi cu plăci metalice. Mărunţirea se face prin intermediul unor bare dinţate aşezate înaintea încărcătorului. Deşi apărută mai de mult, această combină nu s-a răspîndit.

Combina VOM-53 (fig. 35) a fost construită în U.R.S.S. pe acelaşi principiu al braţului inelar. Combina este destinată pentru exploatarea stratelor cu grosime de 1,9—2,5 m şi acoperiş friabil sau moale, cum sînt cele din bazinul Moscovei. Ea este tipul perfecţionat al maşinilor VOM-1 şi 2, încercate anterior.

Organul de lucru este un braţ în formă de buclă care urmăreşte perimetrul blocului de cărbune de tăiat. Adîncimea cîmpului tăiat este numai de 1,10 m, iar braţul se alungeşte pe verticală. Pentru a uşura mişcarea lanţului, braţul iese din front şi are o roată de întoarcere la tavan.

Blocul de cărbune tăiat este îngust şi se sfărîmă singur, de aceea combina nu este prevăzută cu un dispozitiv special de sfărîmare.

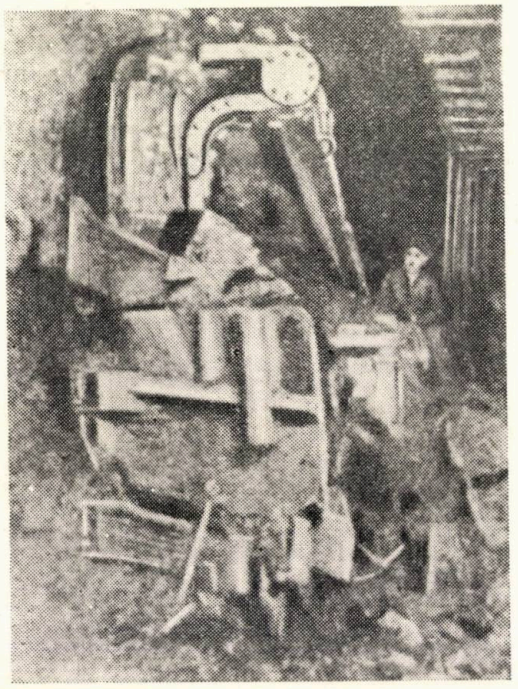


Fig. 35. Combina VOM—53

În cărbuni friabili, încărcarea se face de către un fier de plug, tras în spatele maşinii, în celelalte cazuri de către un încărcător inelar mişcat de un motor separat.

Aşezarea corpului combinei, care se sprijină pe latura mai îngustă, micşorează spaţiul dintre susţinere şi front. Combina are un motor de 65 kW. Ea taie 50—60 m de front pe schimb.

Combina nu a căpătat răspîndire din cauza condiţiilor grele în care trebuie să lucreze.

În prezent sînt folosite tipuri numeroase şi variate de combine cu braţ inelar, datorită avantajelor pe care le prezintă principiul lor de lucru. Ele dau rezultate efective în strate de cărbune moale şi mediu, cu acoperiş destul de tare, în înclinări sub 15—25° şi la grosimile corespunzătoare fiecărui tip de maşină. Se obţin rezultate net superioare celor pe care le dau havezele, deoarece se reduce sau se suprimă consumul pe explozivi şi se măreşte randamentul în urma suprimării manoperei de tăiere şi în mare parte şi a celei de încărcare. Astfel, se explică tendinţa puternică existentă în U.R.S.S. de a folosi aceste combine în locul havezelor.

Combinele cu braţ inelar au şi o serie de inconveniente, dintre care cele mai importante sînt:

Suprafaţa ocupată de combină şi încărcător, ce trebuie să rămînă nesusţinută este în genere mare; cărbunele tăiat se mărunţeşte mult şi consumul de energie pe tona de cărbune este mai mare ca la alte tipuri de combine; încărcarea cărbunelui tăiat nu este totdeauna bună, iar la extremităţile frontului sînt necesare nişe mari pentru răsucirea combinelor.

4. Combine care acţionează prin frezare cu freze frontale

Aceste combine pornesc de la principiul mărunţirii totale a cărbunelui cu ajutorul unor freze de formă specială, care se rotesc şi avansează în acelaşi timp, pe direcţia axului lor de rotaţie, scobind în cărbune.

Cel mai adesea frezele au forma de furcă şi sînt aşezate pe peretele frontal al maşinii. În timpul rotaţiei traiectoriile lor se întretaie, astfel că stratul este mărunţit şi exploatat pe această cale.

Furcile au obişnuit trei vîrfuri. Vîrful central face funcţie de sfredel de centrare şi este ceva mai lung decît celelalte vîrfuri, pentru a crea gaura iniţială. Ceilalţi dinţi ai furcii sînt aşezaţi obişnuit la două distanţe, cei mai apropiaţi servesc pentru lărgire, iar cei mai îndepărtaţi pentru profilarea spre exterior a suprafeţei tăiate.

Principiul acestor combine a fost experimentat în primul rînd la maşinile pentru săparea galeriilor şi a căpătat în ultimii ani răspîndire la mai multe combine pentru abatajele frontale.

Combina UKT-1 (fig. 36) este cel mai reprezentativ tip de acest fel de maşini, cunoscut la noi în ţară.

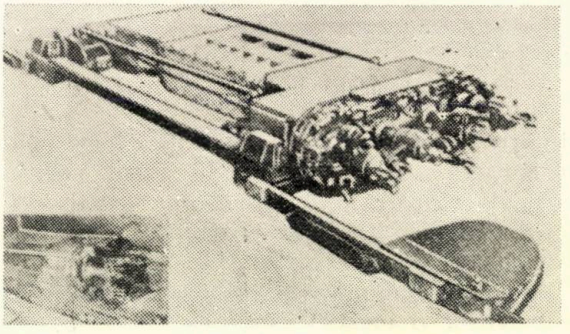


Fig. 36. Combina UKT—1

Ea are ca organ de tăiere patru freze frontale de tipul descris mai sus, cu diametrul de la 40—50 cm, aşezate în faţa corpului maşinii.

Prin tăierea cu freze, atît la tavan cît şi la vatră, între punctele de întretăiere ale traiecto-

riilor frezelor şi pereţii stratului rămîn mici porţiuni de cărbune netăiat. Tăierea acestor porţiuni de cărbune este completată de către un lanţ inelar, prevăzut cu dinţi de haveză şi raclete în consolă, care înconjoară corpul maşinii, fiind situat puţin în urma frezelor. Lanţul capătă mişcarea o dată cu frezele, printr-o stea obişnuită. El termină tăierea cărbunelui şi execută în acelaşi timp transportul materialului tăiat.

Combina se mişcă în cîmpul nou pe care îl taie. Ea funcţionează după principiul „suveică" necesitînd nişe pentru răsucire la extremităţile frontului.

Adîncimea de tăiere este de 1,50—1,60 m. Combina este destinată pentru strate foarte subţiri, de aceea înălţimea ei este de 45—60 cm. Ea este echipată fie cu un motor de haveză de 35 kW, fie cu unul de tip KMP-I de 47 kW. Avansul ei este reglat de un dispozitiv cu pulsator. Combina este ghidată la mişcarea ei în lungul frontului de către o sanie lungă care îi asigură menţinerea pe direcţie şi contactul permanent cu transportorul cu raclete din frontul de abataj. Cîmpul ei de utilizare este relativ limitat; pentru condiţiile grele de zăcămînt în care lucrează rezultatele sînt mult mai bune decît la lucrul cu haveza, astfel că debitul ei de producţie a ajuns la 4 800 t/lună, însă cantitatea de praf ajunge la 45% din totalul producţiei.

Combina Korfmann (fig. 37) cu freze frontale are o construcţie asemănătoare ca prin-

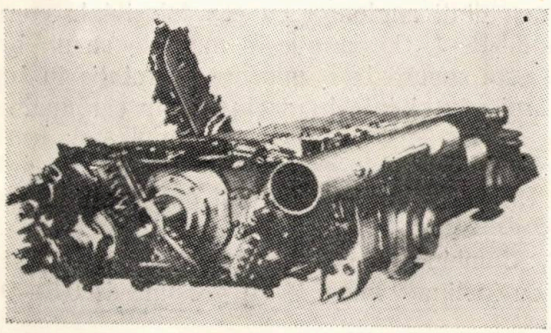


Fig. 37. Combina Korfmann

cipiu cu UKT-I. Ea se deosebeşte doar prin prezenţa unui braţ cu lanţ, destinat să îndrepte frontul, care taie vertical şi paralel cu frontul, dar e situat în fundul spaţiului tăiat.

Ultimul tip de combină de acest fel, în curs de experimentare, este prevăzut cu freze la ambele capete ale maşinii, astfel că va funcţiona după sistemul suveică, fără să mai fie necesară răsucirea combinei. După unele date s-ar fi ajuns la viteze de avans în lungul frontului de 2,5 m/min.

Combina Colmol (Cîrtiţa minieră) la care a fost aplicat încă din 1948 principiul frezelor frontale a dat rezultate foarte bune. Ea este destinată în primul rînd pentru metoda de exploatare cu camere şi stîlpi şi pentru săparea de galerii. Frezele asigură tăierea cărbunelui pe o lăţime de circa 2,9 m şi o înălţime care variază între 1,20 şi 1,80 m. În acest scop s-au construit 3 mărimi de combină de

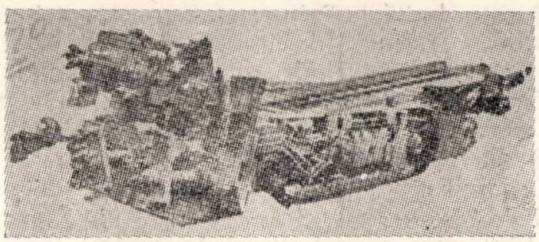


Fig. 38. Combina Cîrtiţa minieră

acest fel, adaptate să taie în strate cu grosimi diferite, (1,20—1,40, 1,30—1,65 şi 1,42—1,80). Frezele se rotesc cu o viteză de 60 rot/min. Maşina este montată pe două şenile, care servesc la deplasarea ei şi are un sistem hidraulic pentru a împinge maşina în front şi pentru manevre. Materialul tăiat de combină se ridică pe platforma din faţa maşinii, care face funcţie de lopată şi ajunge pe un transportor cu raclete, cu ajutorul căruia este ridicat pe instalaţia principală de transport din abataj.

Ultimul model al acestei combine (76-B) este prevăzut cu 2 motoare de cîte 70 CP care acţionează frezele şi un motor de 50 CP care acţionează sistemul hidraulic.

Construcţia maşinii e foarte solidă, ceea ce face ca greutatea ei să fie peste 32 t. Debitul de lucru este mare; în condiţii naturale favorabile s-a ajuns la 900 t/schimb, cu o echipă de 7 muncitori, deci la un randament de peste 100 t/post.

Combina Cleveland Rock Drill (fig. 39), apărută în ultimul timp, (în 1955), este construită pe acelaşi principiu. Ea are 6 rotoare

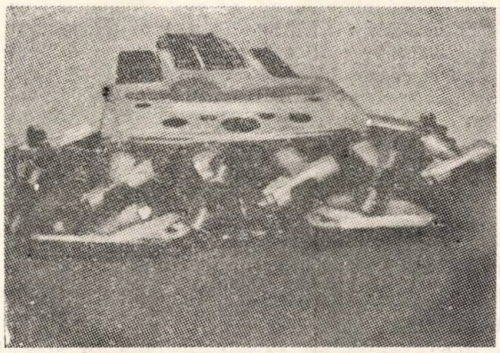


Fig. 39. Combina Cleveland Rock Drill

pentru executarea operaţiei de tăiere. Maşina se mişcă pe şenile şi este echipată cu un transportor cu raclete, aşezat paralel cu axul ma-

șinii, adică perpendicular pe fața frontală, care servește ca organ de transport și încărcare în mod analog cu alte combine. Adunarea materialului spre gura de încărcare se face cu ajutorul a două mici transportoare cu raclete, care acționează la partea inferioară a organului central. Mașina este puternică, motorul care acționează însumează 216 CP, greutatea ei totală este de 35 t. Prin modul construcției, mașina este destinată de asemenea pentru abataje exploatate prin metoda cu camere și stîlpi.

Combina KKP—I (fig. 40). Este o combină construită tot pe principiul frezelor frontale, însă diferă întrucîtva de cele precedente.

Organul ei de lucru este un rotor cu diametrul de 75—100 cm, prevăzut cu 3 dinți așezați la 120°, care se rotește și în același timp se deplasează pe un cadru lung de 2 m. Combina e folosită numai în strate cu înclinări mari,

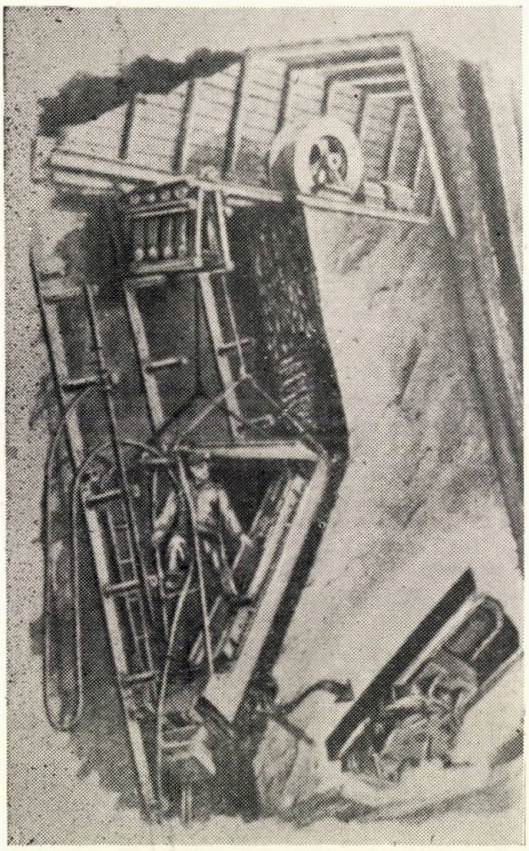


Fig. 40. Combina KKP—I

peste 50°. Frontul fiind așezat pe înclinare, mașina e coborîtă de sus în jos și taie în front o treaptă dreaptă așezată diagonal față de înclinarea stratului. Freza atacă lateral treapta și se deplasează pe cadru, de jos în sus, luînd așchii de cărbune în fîșii succesive de 10—20 cm grosime. Cărbunele tăiat cade în jos, la orizontul de bază, sub efectul greutății proprii. Avansul mediu al mașinii în lungul frontului (coborîrea) este de 0,4—0,5 m/min și se realizează cu ajutorul unui troliu montat la orizontul superior. Motorul combinei este de 30 CP și este cu aer comprimat. Combina e destinată exploatării straturilor cu grosimi de 80—120 cm, avînd pereții stabili. Funcționarea alternativă a frezei face ca tăierea să nu decurgă continuu ceea ce micșorează sensibil debitul de producție, care ajunge la 20—25 t/h.

Combina K—19 (fig. 41). Principiul de funcționare a organului ei de lucru este tot

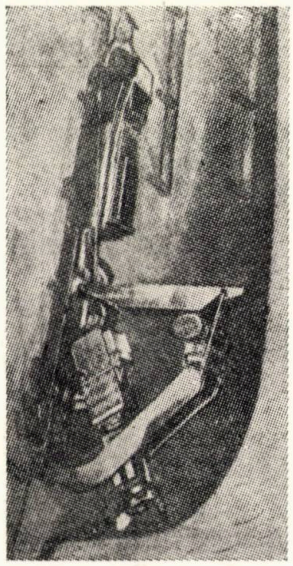


Fig. 41. Combina K—19

frezarea frontală, prin intermediul unei coroane cu dinți analoagă cu cea folosită la combina KKP—I. Coroana este montată pe un braț. Ea este supusă la o mișcare de rotație în jurul axului său și taie în același timp cărbunele de jos în sus și de la fața frontului spre fundul făgașului, rotindu-se o dată cu brațul, astfel că frontul în timpul lucrului capătă forma unui arc de cerc.

Combina este destinată să lucreze în strate cu înclinare mare și cu grosime de 0,5—0,85 m.

Incercările făcute în ultimul timp au indicat un debit de producție maxim al mașinii de 0,25—1 t/min. Producția pe schimb ajunge la 50—100 t. Viteza de avans în lungul frontului este de 12 m/h și ar putea fi mărită la 24 m/h.

Combina prezintă unele avantaje față de KKP—I. Astfel, coroana taie cărbune atît la rotația brațului spre interiorul treptei, cît și la cursa înapoi. In afară de aceasta, spațiul ocupat de mașină în poziția de transport este mult mai redus și permite așezarea ultimului rînd de susțineri la 30 cm de front, ceea ce permite ca mașina să fie folosită și în condiții de acoperiș ceva mai puțin favorabile. Totuși

suprafaţa nesusţinută, necesară pentru funcţionarea combinei, este de ordinul a 10 m².

Combinele din această clasă s-au dovedit active, cu un consum mic de energie pe tona tăiată şi produc un procent redus de cărbune mărunt. Spaţiul ocupat de combinele pentru abataj frontal este îngust. In schimb combinele pentru abatajele cameră ocupă loc mult, de aceea necesită condiţii favorabile de zăcămînt, strate cu înclinare mică şi acoperiş tare. Ele s-au dovedit că taie bine şi în cărbune tare. Unul din inconvenientele combinelor de acest fel îl constituie capacitatea lor redusă de adaptare la variaţii de grosime a stratului.

5. Combine care taie cu freze cilindrice

In ultimii 3—4 ani, constructorii de combine acordă o deosebită atenţie frezelor cilindrice, care taie cărbunele prin frezare şi scot aşchii mai mari decît maşinile de havat.

Organele folosite pentru frezarea cărbunelui sînt de formă diferită, iar în mişcarea lor au axe de rotaţie paralele cu frontul de tăiere.

Combinele de acest fel se pot grupa în α) combine cu bare de tăiere cilindrice prevăzute cu dinţi ; β) combine cu discuri sau tobe armate cu dinţi ; γ) combine cu şuruburi elicoidale de mare diametru ; δ) combine cu cuţite mari care aşchiază, datorită unei mişcări compuse de rotaţie şi oscilaţie.

Majoritatea acestor combine a apărut sub formă de prototip sau de serie redusă, de probă. De aceea, pentru unele din ele, încă nu s-au publicat rezultatele obţinute cu ocazia încercărilor. O parte din ele au dat rezultate promiţătoare la primele experienţe şi dovedesc posibilităţi mari de dezvoltare a combinelor de acest fel în viitor.

α) *Combine la care frezarea se face cu ajutorul barelor cu dinţi*

Combinele Eickhoff cu bare rotative (fig. 42). Ele au ca organ de lucru o bară cilindrică asemănătoare cu barele folosite la vechile maşini de havat cu bară.

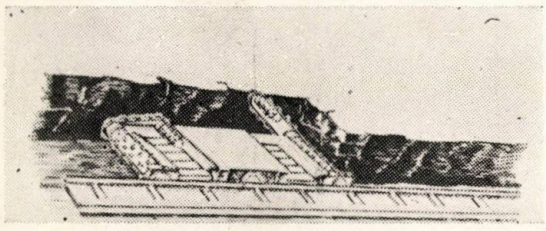


Fig. 42. Combina Eickhoff cu bară şi bară auxiliară

La tipul destinat pentru lucrul în abataje frontale direcţionale, la înclinări sub 25°, pentru a mări efectul de mărunţire a barei, aceasta este prevăzută la extremitatea dinspre front cu un mic braţ cu lanţ aşezat vertical, iar la capătul braţului este montat un spin (fig. 42). Braţul cu lanţ şi spinul pot fi rotite în planul vertical pe o înălţime de 10—50 cm, pentru a putea tăia cu maşina în strate cu grosimi variabile.

Combina a fost prevăzută la cele două capete cu braţe aşezate simetric faţă de corpul ei, astfel că taie cărbunele la mişcarea în ambele sensuri. Ca organ de încărcare sînt folosite două benzi scurte cu plăci. Maşina se mişcă în cîmpul nou tăiat, iar transportorul cu raclete din abataj este montat lîngă front, pentru ca spaţiul nesusţinut să fie redus la minim. Maşina este destinată să lucreze în strate peste 80 cm grosime, construcţia ei fiind bazată pe haveza SE—3.

Acelaşi constructor, a construit o maşină bazată pe un principiu analog, pentru exploata-

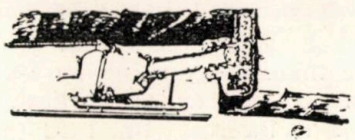


Fig. 43. Combina Eickhoff, pentru front diagonal, cu bară triplă articulată

rea stratelor cu înclinare medie, în cadrul metodei de exploatare cu front diagonal. Construcţia combinei se bazează pe o maşină de havat cu motor pneumatic de 48 CP, căreia i s-a adaptat ca organ de lucru o bară cilindrică lungă de 1,1—1,4 m, montată la capătul unui braţ articulat. Bara capătă mişcarea de rotaţie prin intermediul a două lanţuri de haveză scurte (fig. 43).

Prin rotirea în planul vertical a braţului pe care e montată bara cilindrică, bara mărunţeşte cărbunele pe întreaga grosime a stratului. Maşina are greutatea numai de 1,4 t şi este destinată pentru strate subţiri cu grosimi de la 70 cm pînă la 1,2 m.

Combina lucrează la tăiere coborînd de sus în jos. Ea este menţinută în front de către un troliu de siguranţă situat la orizontul superior şi este trasă în jos, din galeria de bază, de un al doilea troliu, care o ajută în acţiunea de apăsare a braţului pe front în cursul tăierii.

Experienţele făcute au arătat că maşina poate tăia 20—25 m de front pe oră. S-a obţinut o producţie de 500 t şi avansarea frontului cu 4 m, în 2 schimburi de lucru.

O combină cu principiu de lucru asemănător apărută în ultimul timp, este **combina KU—1** (de construcţie sovietică), care are ca organ de lucru o bară cu dinţi, pentru aşchierea cărbunelui din front. Aşchiile sînt de 50×60 mm. Bara este aşezată diagonal faţă de front. Bancul superior este tăiat de o coroană reglabilă ca înălţime. Incărcarea se face prin proiectarea de către bara de tăiere. Viteza de avans este de 2,5 m/min. Combina lucrează după principiul „suveică" şi nu are nevoie de nişe la cele două capete ale frontului. Ea poate lu-

cra în strate cu grosimea de 0,85—1,4 m, asigurînd o producţie de 450—670 t/zi cu un randament de 10—15 t/post.

β) *Combinele cu frezare prin discuri sau tobe*

Combinele cu discuri şi cele cu tobe nu diferă mult între ele. Totuşi apar diferenţe constructive între cele care au axul perpendicular pe culcuş (vertical) şi acele cu ax orizontal.

Combinele cu ax vertical, mai puţine ca număr, nu au căpătat răspîndire.

Combina cu 6 discuri orizontale (fabricaţie engleză). Discurile orizontale au diametrul de 55 sau 70 cm; la culcuş combina are un braţ mic cu lanţ, lung de 70 cm, pentru scobirea anticipată a cîmpului alăturat. Adîncimea de tăiere a combinei este de 65 cm ; motorul are o putere de 60 CP. Încercările făcute în 1951 au arătat că se pot obţine randamente de 4,5 t/post, însă maşina produce un procent mare de cărbune mărunt. Combina nu s-a răspîndit.

Combina cu tobe cu ax vertical. În R. D. Germană s-a încercat în 1952 o combină construită pe acelaşi principiu, cu ax vertical. Combina era compusă din 3 tobe suprapuse echipate cu 44 cuţite, fiind destinată pentru o înălţime de tăiere de 2,3 m. Viteza periferică a tobei era de 1,25 m/s ; motorul de 30 kW. Greutatea combinei era de 3 t, adîncimea de tăiere de 60 cm. Debitul de producţie realizat în lignit, la metoda de exploatare cu front scurt, a fost de 40 t/h, ceea ce ar permite avansarea unui front de 10 m lungime cu 9 m/schimb. După verificarea principiului de lucru, maşina a fost scoasă din mină pentru reconstrucţie. Nu s-au publicat rezultatele obţinute în urma reconstrucţiei combinei.

Combinele cu discuri şi tobe, care au axul orizontal, sînt mult mai numeroase.

Combinele Working Miner Coal Master şi **Lee-Norse Miner** (fig. 44) sînt destinate să lucreze în abatajele cameră. Din acest motiv ele

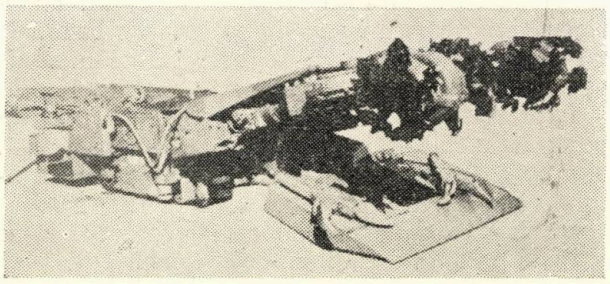


Fig. 44. Combina Lee-Norse Miner

sînt construite ca şi combinele Colmol şi Continuous Miner, pe baza unei maşini de încărcat puternice, căreia i s-a montat organul de lucru în partea frontală.

Combina Working Miner (Minerul lucrător) are ca organ de lucru o tobă prevăzută cu dinţi (fig. 45), care creează un făgaş lat de 1 m şi adînc de 0,6 m. Prin rotire făgaşul se lărgeşte la 5 m şi se înalţă la 0,75—1,2 m. S-a constatat că procentul de cărbune mărunt, re-

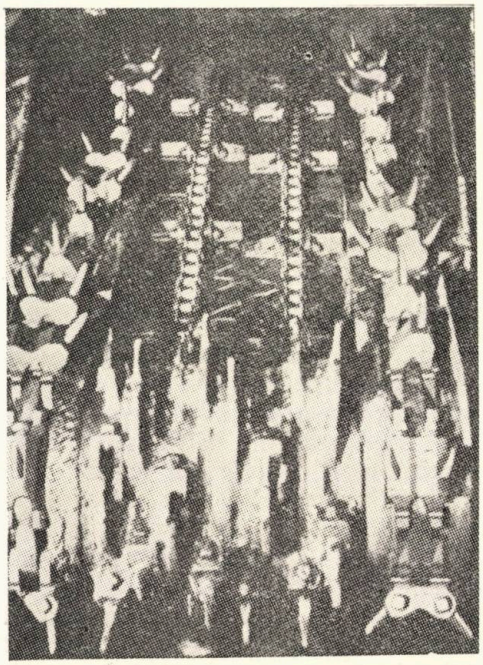


Fig. 45. Organul de lucru la combina Working Miner

zultat la tăierea cu această combină, este mai mic decît la combina Minerul continuu [13].

Puterea instalată a motoarelor este de 100 kW.

Combina Coal Master (fig. 46) are organul de lucru compus din 2 bare pe care sînt monta-

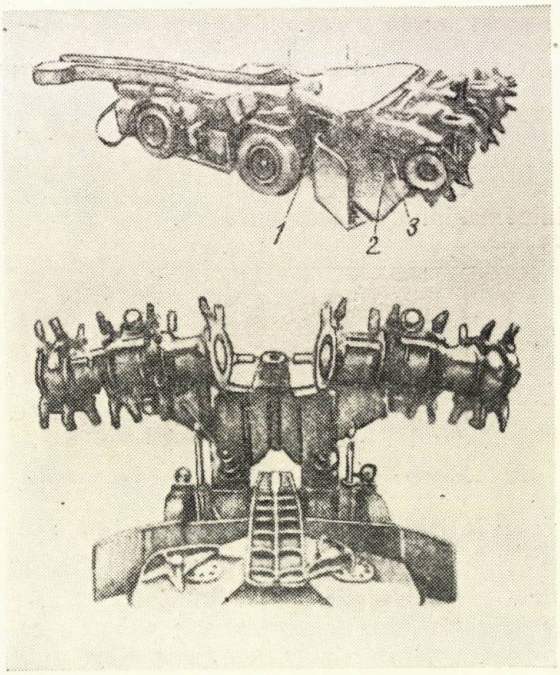


Fig. 46. Combina Coal Master

te 2—5 discuri de sfărîmare. Brațele se pot ridica sau coborî.

Lățimea de tăiere frontală a combinei este de 3,3 m. Mașina este destinată pentru abataje în strate cu grosimea de 1,50—2,40 m. Debitul de tăiere obținut este de 75 t/h. Combina este de construcție grea, cîntărind 18 t. Ea se mișcă pe cauciucuri (ca și Working Miner). S-a construit și un tip mai scund, montat pe șenile, destinat pentru strate cu grosime pînă la 1,35 m care e denumită Lee Norse Miner (fig. 44).

Combina Anderton (Anderton disc shearer) se compune dintr-o haveză normală al cărui braț a fost înlocuit printr-un ax orizontal montat astfel ca să facă un unghi de 7°30' față de perpendiculara pe front (fig. 47). Pe acest ax sînt montate 2—6 discuri, sau o tobă, care asi-

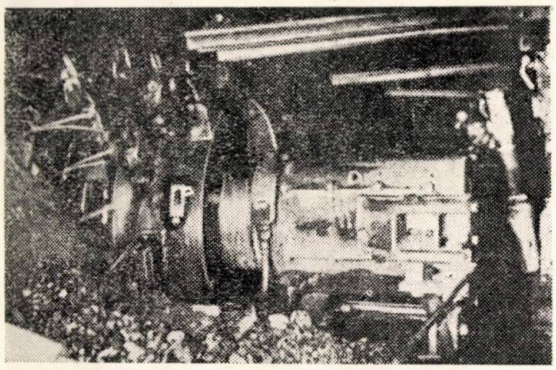


Fig. 47. Combina Anderton

gură o adîncime de tăiere de 40—55 cm. Discurile, sau toba au diametrul de 90—105 cm și se rotesc cu 70 rot/min, ceea ce asigură cuțitelor montate pe disc o viteză periferică de 2,95—3,5 m/s. Numărul de dinți pe fiecare disc este de 4—8. Mișcarea de avans a combinei în lungul frontului se face cu o viteză pînă la 3 m/min (în practică 2,1 m/min), ceea ce permite ca un front de 135 m să fie tăiat în 1 oră și 40 minute. Motorul havezei este de 75—80 CP.

Materialul tăiat este deviat și încărcat de un plug care se deplasează în urma combinei, fiind așezat ca și discurile de tăiere în cîmpul nou.

Combina se mișcă pe un transportor cu raclete blindat, flexibil în planul orizontal, așezat lîngă front. Pentru lucru sînt necesare la capetele frontului două nișe de 1,8 m lungime, dar de o adîncime redusă. Combina taie numai într-un singur sens și la cursa înapoi merge în gol. Cu această ocazie plugul încarcă materialul rămas neîncărcat de la cursa de lucru. Coborîrea se face în circa 10 minute.

Incercările făcute în decurs de 3 ani au dovedit că această combină, care este simplă din punct de vedere constructiv, dă rezultate bune. Astfel, ea a tăiat în decurs de 10 luni în medie 2,25 cicluri pe schimb, într-un front de 135 m lungime, cu o producție medie pe schimb de 350 t, iar randamentul pe abataj a fost de 6,87 t/post. Schimbarea dinților se face la 6—20 cicluri, mult mai rar ca la alte combine. Consumul specific de energie este o treime din cel folosit la havaj, iar randamentul a crescut sensibil. Declasarea cărbunilor este redusă la 1—2%. Combina s-a dovedit foarte utilă în abatajele susținute cu stîlpi hidraulici de oțel (Dowty) și grinzi în consolă și, de aceea a început să se răspîndească destul de repede. Astfel, în anul 1955 se găseau în funcție 83 de combine de acest fel în Anglia și au produs 1 250 0000 t. Acum a început să fie folosită în Franța și Germania.

Combina produce praf și necesită stropire cu apă sub presiune de 8—10 at. Reîntoarcerea combinei în lungul cîmpului exploatat impune uneori ca frontul să fie susținut provizoriu, dacă acoperișul e mai slab. Lucrul cu combina este limitat și de înclinarea stratului care poate fi de maximum 17—20°. La înclinări mai mari deplasarea combinei pe transportorul blindat se face cu greu.

Se încearcă să se folosească și discuri cu diametrul de 1,25 m, pentru a asigura lucrul în strate cu grosimi mai mari.

Ultimul tip al acestei combine, apărut la începutul acestui an, în afara tobei are un braț de havaj montat pe o turelă reglabilă ca înălțime. Această nouă combină este destinată pentru grosimi de strat de 1,5—2,2 m. (fig. 48).

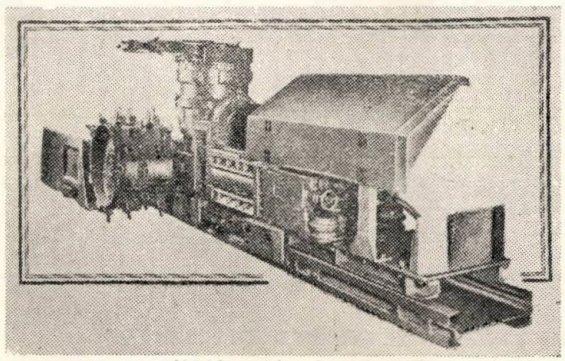


Fig. 48. Combina Anderton pentru strate mai groase

Combina K-52 de construcție sovietică, are același principiu de construcție cu combina Anderton, avînd ca organ de tăiere o tobă cu adîncimea de tăiere de 0,50 m. Incărcarea se face de către o cormană. Avansul combinei se realizează cu ajutorul unui troliu, care trage combina cu viteza de 3 m/min. Combina urmează să exploateze strate de grosime peste 1,2 m.

O combină construită pe același principiu cu combina Anderton, a prezentat și firma Eick-

hoff la expoziţia de la Essen din 1954. Motorul acestei combine este mai puternic, de 80 kW, iar viteza periferică a celor 5 discuri este de 4,5 m/s, putînd fi redusă la 3,7 m/s.

Tipul prezentat în cursul anului 1956 are şi turelă pentru tăierea bancului de la acoperiş. Organul de lucru are 90—120 cm diametru şi lăţime de 52—75 cm, fiind format dintr-o tobă sau 4—6 discuri cu dinţi (fig. 49).

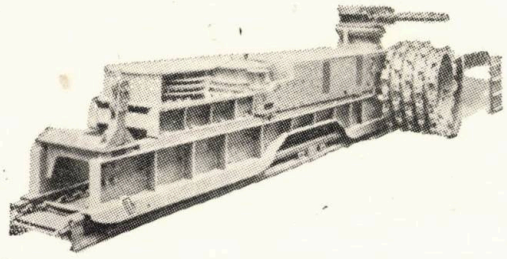


Fig. 49. Combina Eickhoff cu tobă

La probe s-au obţinut viteze de avans de 130 m/h în strate cu grosime de 1,2—1,3 m. S-au obţinut randamente de tăiere de 14,5—16,6 t/post şi randamente în abataj de 6—7,22 t/post. Creşterea de randament faţă de lucrul cu havezele moderne este de 20—40%.

Combina UDK—I are ca organ de lucru 2 bare cu discuri situate la cele 2 extremităţi ale corpului combinei, ce pot fi deplasate între culcuş şi acoperiş. În timpul lucrului combinei bara cu discuri frontală taie stratul la culcuş, în timp ce bara din spate taie bancurile de la

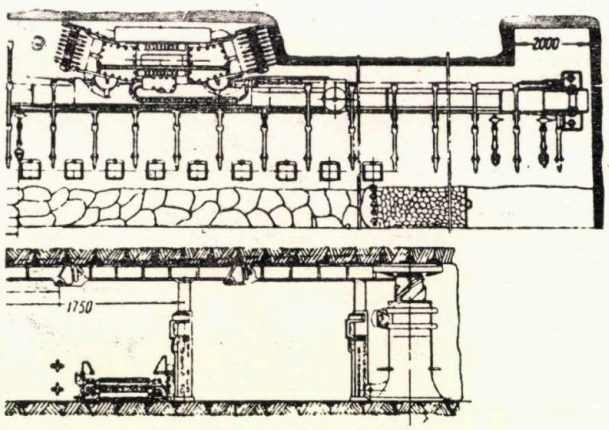


Fig. 50. Combina UDK—I

acoperiş. Încărcarea se face de un încărcător aşezat între cele 2 bare de tăiere.

Viteza de avans a combinei este de 2,5 m/min. Mişcarea de avans este realizată de un lanţ fără fine montat în lungul frontului şi acţionat de un motor aşezat în galeria de bază. Combina urmează să fie experimentată în cursul anului curent.

γ) *Combine cu freze elicoidale (melci)*

Combinele de acest fel au fost experimentate în cadrul unor metode de exploatare pentru care încercările de mecanizare făcute pînă în prezent erau foarte puţine: la stratele cu înclinare mare şi la metoda cu front scurt.

Ele se bazează tot pe principiul frezelor cilindrice, însă freza are forma unei elice (şurub, melc) pe marginea căreia sînt fixaţi dinţii de tăiere.

Combina UKŞ—I a fost încercată în 1952 şi 1953 în U.R.S.S. şi este destinată pentru strate subţiri cu grosimea de 0,75—1,1 m. Organul de lucru este compus din 2 melci de oţel turnat, cu dinţi montaţi pe periferia lor. Melcii capătă mişcarea de rotaţie prin intermediul unor lanţuri scurte de haveză, de la angrenajul maşinii. Cel de-al 2-lea melc este montat pe 2 braţe articulate şi poate fi rotit spre acoperiş, pentru a se adapta la variaţiile de grosime ale

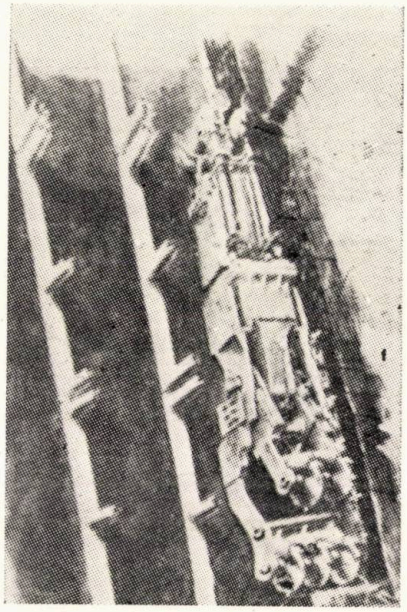


Fig. 51. Combina UKS—I

stratului. Melcul inferior are o lungime de 1 m şi poate tăia fîşii cu această lăţime. Combina lucrează la înclinări mari, de flanc, şi înaintează coborînd de sus în jos, în lungul frontului. Ea taie o treaptă dreaptă, după acelaşi principiu ca şi al combinei KKP—I. Avansarea ei se poate realiza prin greutate proprie, combina fiind suspendată de un troliu de siguranţă, dar se poate realiza şi hidraulic.

Transportul cărbunelui tăiat pînă la marginea treptei este făcut de către freză, care îndeplineşte în acelaşi timp şi funcţia de melc de transport. Caracteristicile constructive ale combinei prototip au fost: viteza de tăiere 2,2 m/s, numărul de rotaţii 76 pe minut, motorul de 65 kW, greutatea combinei 5,3 t. La avansare prin greutate proprie s-au obţinut viteze de avans de 0,5—0,9 m/min. Încercările ulterioare au dovedit că această combină e utilizabilă, în condiţii speciale, în strate cu acoperiş şi culcuş relativ tare şi cărbune moale.

Combina cu melc pentru front scurt. In R.D. Germană, în regiunea Stassfurt, se exploatează lignitul cu fronturi scurte (6,6—8,8 m) prin împuşcare, iar transportul se face cu ajutorul unor transportoare cu raclete.

Pentru a elimina tăierea manuală a vetrei s-a introdus o combină cu un braţ în formă de melc, cu lungimea de 7 m. Braţul are diametrul de 500 mm (cu dinţi 570 mm).

Muchia melcului e făcută din oţel aliat. Unghiul optim de înclinare al elicei este de 30—40°. Viteza periferică a melcului de tăiere 2,2 m/s. Combina este trasă din galerie de un troliu cu ajutorul unui cablu, iar la capătul opus este împinsă de un cric. Melcul este aşezat într-un scoc îndoit în arc care serveşte pentru ghidarea cărbunilor. Scocul are la vatră o lăţime de 20 cm şi se ridică în spatele melcului la o înălţime de 60 cm.

S-a obţinut o mecanizare parţială a tăierii şi încărcarea complet mecanizată. Avansul realizat a fost de 0,75 m/h. S-au realizat avansuri de 4,05 m/schimb, iar randamentul a crescut de la 7,2 la 17,3 t/post la lucrări în lignit friabil.

ð) Combine la care tăierea se face cu cuţite de frezare supuse oscilaţiei

Tot în grupa combinelor care lucrează prin frezare sînt trecute şi o serie de combine construite în U.R.S.S. bazate pe principiul „aşchiei mari". Organul lor de tăiere are ca bază două cuţite puternice, montate la extremităţile unei axe, în jurul căreia se rotesc şi taie din front o aşchie mare de cărbune. În acelaşi timp, axa de rotaţie a cuţitelor are o mişcare de oscilaţie, într-un plan vertical perpendicular pe front, în jurul unui ax orizontal, astfel că cele două cuţite, în mişcarea lor de rotaţie, taie din front aşchie lîngă aşchie pe toată suprafaţa acestuia. Totodată, organul de lucru este presat spre front pentru a tăia un nou rînd de aşchii.

Combina K—14 (fig. 52) este destinată exploatării stratelor de cărbune, cu grosime de 2,5—3,2 m din bazinul Moscovei. Organul de tăiere se compune din două axe verticale, fiecare avînd cîte un cuţit la cele două capete.

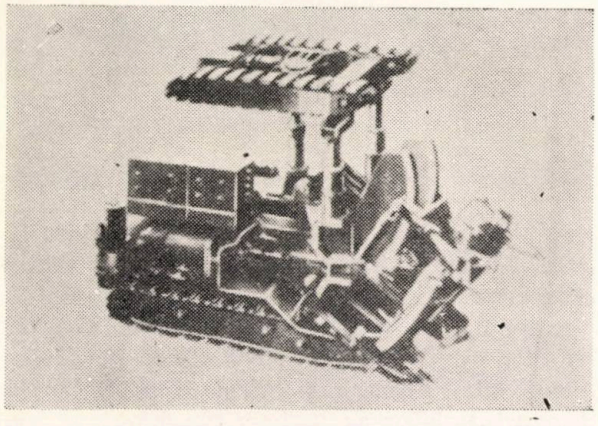


Fig. 52. Combina K—14

Mişcarea de rotire a cuţitelor e produsă de către un motor electric, oscilaţia axului lor şi mişcarea de avans a combinei realizîndu-se hidraulic. Avansul are pasul de 0,6 m. Încărcarea cărbunelui tăiat se face de către un încărcător cu raclete în consolă, aşezat la vatră. Pentru lucru, combina este fixată între acoperiş şi culcuş cu ajutorul unor stîlpi hidraulici, în acelaşi timp, fiind protejată la tavan de un scut metalic.

Incercările făcute în anii 1952—1953 au arătat că organul de lucru taie destul de uşor şi în cărbuni tari, însă sînt unele defecte de construcţie la încărcător şi la instalaţia hidraulică. Consumul de energie la tăiere este foarte redus, între 0,05—0,4 kWh/m³ tăiat.

Cărbunele tăiat are granulaţie mare. Printre inconvenientele apărute la încercări sînt şi nişele mari 6 × 2 m, la fiecare extremitate a frontului, precum şi dificultatea de a executa răsucirea combinei în nişe.

Pentru combina reconstruită se prevede: să taie 100 t/h, să funcţioneze după tipul suveică, să se poată adapta la variaţii de grosime de 0,4—0,5 m şi să funcţioneze pe şenile. Combina are 14—18 t, iar puterea motoarelor însumează 100 kW.

Combina K—26 (fig. 53) se bazează pe acelaşi principiu constructiv, dar are alte dimen-

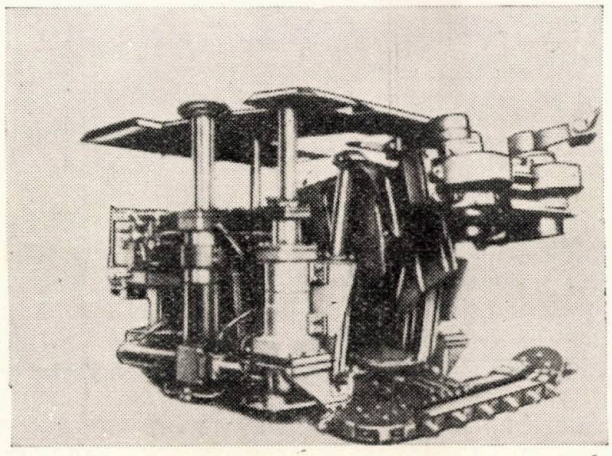


Fig. 53. Combina K—26

siuni. Ea este destinată pentru strate cu grosime de 1,4—2,15 m. Organul de lucru este compus din 2 axe de rotaţie, oscilante, prevăzute fiecare cu cîte 2 cuţite. Incărcarea se face ca la combina K—14.

Prototipul a ajuns să taie 110 m în 2 schimburi, obţinînd un randament de 16—17 t/post.

In urma încercărilor făcute, construcţia combinei este în curs de definitivare.

Combinele bazate pe frezare au apărut în ultimii ani. Ele prezintă în general avantajul unui consum specific de energie mult mai mic

decît al altor tipuri de combine. Cu toate inconvenientele pe care le prezintă unele dintre prototipurile încercate, mașinile de acest gen au perspective să-și mărească numărul și cîmpul de utilizare în viitor.

6. Combine care lucrează prin forare

Combinele de acest fel se pot grupa în două categorii :

α) combina care desprinde cărbunele din front prin forare ca un organ rotativ asemănător cu o freză frontală ;

β) sondeza care scoate cărbunele prin găuri adînci în diametru mare.

In ultimii ani s-au experimentat în subteran combine bazate pe amîndouă aceste principii de lucru, iar la suprafață se folosesc combine de cel de-al doilea tip.

α) Combine cu forare din front

Combina Trepaner (fig. 54). Această combină se bazează pe mașina de havat, căreia în loc de braț i s-a adaptat un cap de foraj compus dintr-un disc pe care sînt prinse 3 brațe așezate perpendicular pe acesta și la marginea

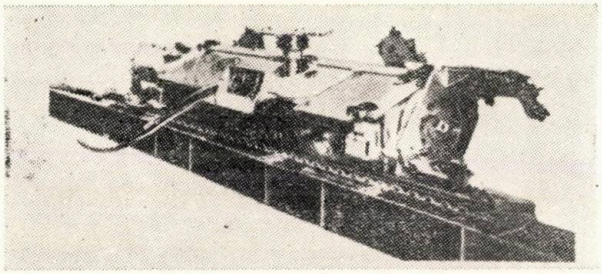


Fig. 54. Combina Trepaner (Anderson Boy)

lui. Capul de foraj se rotește ca un sfredel și taie cărbunele din frontul de lucru, pe care îl atacă din flanc. Discul are fixat în centru un tăiș de centrare care despică în același timp cărbunele tăiat de brațele de foraj. Datorită rotației lor, brațele capului de foraj proiectează cărbunele pe un transportor cu raclete așezat lîngă front. Mașina lucrează în cadrul metodei de exploatare cu front lung.

Primele mașini aveau ca o completare a organului de tăiere și două brațe de havat scurte, unul la vatră și celălalt la tavan, destinate să desprindă lipiturile rămase. Cu ocazia încercărilor s-a constatat că mașinile taie bine cărbunele și fără aceste brațe. Astfel, deși discul are diametrul de 685 mm, taie bine într-un strat de 1,1 m grosime. Viteza de avans ajunge pînă la 2,5 m/min. Combina se mișcă în cîmpul nou, lîngă transportorul cu raclete, în lungul unui lanț fixat la cele două capete ale transportorului cu raclete. Motorul combinei este de 70 CP.

Nișele necesare la cele două capete ale frontului se execută cu haveza.

Primul exemplar a fost încercat într-un abataj de 130 m lungime, cu un randament de 5 t/post. In 1954, la ambele extremități ale mașinii au fost montate capete de tăiere, pentru ca aceasta să poată lucra în amîndouă direcțiile. Intr-un front de 325 m ea a scos 450 m de fîșie pe schimb, cu un randament de peste 10 t/post [66] și se susține că se va putea ajunge la 23 t/post. La tăierea cu această combină se produce un procent redus de praf și după unele păreri ea are perspective mari de răspîndire în viitorul apropiat.

Combina Coal Burster (Le Roi) a fost experimentată în S.U.A. tot pentru lucrul în subteran. Pe partea frontală are un cap de foraj pe care sînt montate 4—6 sape cu 2 aripi, tăind prin forare, oarecum în mod asemănător cu frezele frontale, cu deosebirea că fiecare vîrf are forma mai apropiată de a unui cap de sfredel. Capul frontal poate fi rotit între acoperiș și culcuș. Probele făcute în 1953 ar fi dat un debit de 2 t/min, într-un strat foarte tare, avînd grosimea de 0,70—1,00 m. Puterea instalată este de 70 CP.

β) Sondeze cu găuri de mare diametru

Pentru exploatarea cărbunilor în subteran, în ultimii ani au fost experimentate sondeze de mare diametru. Ele forează găuri de 600 sau 685 mm diametru, avînd sape în formă de coroană de foraj urmate de prăjini în formă de

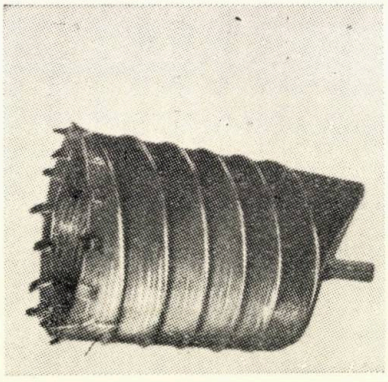


Fig. 55. Coroană de săpare pentru cărbune

șurub helicoidal de diametru mare (fig. 55 și 56). Găurile sînt așezate una lîngă alta și sînt forate în adîncimi pînă la 30 m. Instalația are 2,5 m lungime, 1,5 m lățime și 0,75 m înălțime, avînd o greutate de 3 t. Mașina este fixată între acoperiș și culcuș și poate face 4—5 găuri de 30 m pe schimb. Presiunea pe gaură este de 4,2 t și motorul este de 40 CP. Se

produc 60 t cărbune pe schimb cu 2 oameni şi se obţine deci un randament de 30 t/post. Procedeul este destinat pentru exploatarea stratelor subţiri cu acoperiş slab şi condiţii grele de exploatare. Procentul de extracţie a cărbunilor din zăcămînt nu întrece 45%, deoarece se lasă picioare de siguranţă între găuri. Sistemul este economic dar produce un procent mare (25%) de cărbune mărunt (0—5 mm).

Forajul a ajuns la viteza de avansare de 1,2 m/min. În 1952 erau în serviciu 12 instalaţii de acest fel. In Europa, în minele grizutoase, sistemul a întîmpinat dificultăţi din cauza degajărilor masive de gaz metan, ceea ce a determinat introducerea unui aeraj special, realizat prin coloana de foraj. Ultimele publicaţii străine arată apariţia unor noi tipuri Korfmann în R.F.G. şi a unei instalaţii cu două dis-

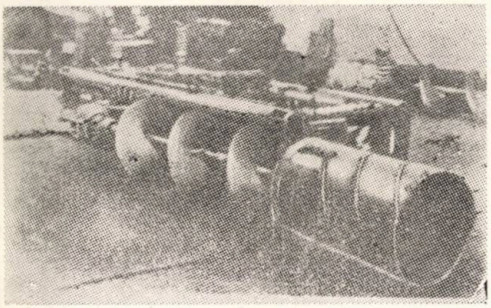


Fig. 56. Sondeza Cardox Hardsog

pozitive de forat paralele în Bazinul de Nord şi Pas de Calais (Franţa).

Sondeze de mare diametru pentru exploatarea cărbunilor de la suprafaţă. Sondezele experimentate în subteran, menţionate mai sus, au adoptat principiul (aplicat cu mare succes încă din 1949) de a exploata cărbunele cu găuri de mare diametru, pornind de la afloriment. Sondezele de acest fel au fost aplicate în S.U.A., pentru exploatarea stratelor de cărbune pornind din carierele care au ajuns la limita de exploatabilitate, datorită grosimilor mari ale sterilului de dezvelit.

Combina Auger Drill (fig. 57) cuprinde instalaţiile de suprafaţă de acest gen. Găurile forate au diametrul variînd între 76 şi 132 cm. Sapa are forma de coroană. Prăjinile de foraj sînt lungi de 6—10 m fiecare şi au un şanţ elicoidal lat pentru evacuarea cărbunelui tăiat. Cărbunele poate fi tăiat pe adîncimi pînă la 60 m. Puterea motorului pentru acţionarea sfredelelor ajunge la 225—300 CP.

Materialul extras prin foraj cade pe un transportor şi e dus la vagonul de cale ferată sau la camion. Debitul unei instalaţii este de la 250—400 t/schimb. In 1953 funcţionau 295 instalaţii de acest fel.

Combina Carbide Miner lucrează după acelaşi principiu. Ea este montată pe şenile sau pe cale ferată şi are comanda de la distanţă. Partea de acţionare a combinei e instalată într-o clădire cu 2 etaje. Capul de tăiere e format din 3—4 sfredele cu diametrul de 85 cm. Stratul în grosime de 1,25—1,35 m este exploa-

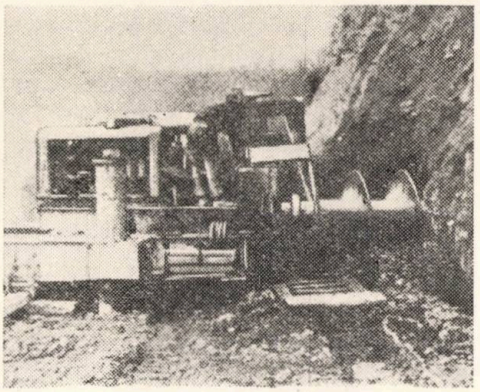


Fig. 57. Combina Auger Drill

tat pe 200 m adîncime, pe înălţimea de 85 cm şi lăţimea de 2,90, la fiecare serie de găuri. Pierderile de cărbuni rămaşi neexploataţi, sînt de 35—45% din rezerve. Avansul mediu realizat la tăiere este de 45 cm/min. Producţia medie pe schimb e de 560 t şi se obţine cu 4 oameni, randamentul ajungînd la 140 t/post. S-a obţinut o producţie maximă de 780 t/schimb.

Rezultatele economice ale folosirii acestor instalaţii sînt foarte bune deşi cărbunele se măruntește şi procentul de pierderi în pereţii despărţitori dintre găuri este mare. În S.U.A. în 1955 s-au produs 4,3 milioane tone cărbuni cu sondeze cu găuri de mare diametru.

7. Combine care lucrează prin aşchiere (plugurile)

Plugurile constituie o clasă deosebit de interesantă de combine atît prin rezultatele obţinute, cît şi prin dezvoltarea pe care au căpătat-o. Ele sînt folosite în cadrul metodei cu front lung.

Plugul static normal. El a început să fie aplicat cu rezultate practice din 1942. Organul de lucru, fierul de plug, era compus dintr-o lamă grea de fier, lungă de 10 m, prevăzută la ambele capete cu tăişuri ascuţite pentru tăierea cărbunelui. Pe partea opusă frontului era prevăzut cu suprafeţe de ghidare şi de încărcare a cărbunelui tăiat pe transportorul cu raclete din abataj. Plugul avea o mişcare de suveică de la un capăt la celălalt al frontului, fiind tras cu ajutorul unor cabluri de către 2 trolii aşezate unul în galeria de cap şi celălalt în galeria de bază. Cablurile erau petrecute pe la extremităţile frontului pe după 2 role mari de ghidaj, care le asigurau mişcarea în lungul frontului. Pentru ca să fie forţat să taie aşchia de cărbune, plugul era presat către front prin intermediul transportorului cu raclete,

de către niște cilindri pneumatici așezați din distanță în distanță. Așchia tăiată avea grosimea de 30 cm. Viteza de mișcare a plugului de 4—6 m/min. Forța de tracțiune în cablu era de 10—20 t, iar troliile aveau 20 CP.

Folosirea primului plug a adus creșterea randamentului de la 3,6 la 7,8 t/post și producția din abatajul unde se făceau probele a crescut de la 219 la 360 t/zi. El a fost experimentat și în alte țări. În U.R.S.S. au fost încercate cîteva tipuri de pluguri bazate pe același principiu. Creșterea de randament în abataj față de lucrul cu haveza în numeroase cazuri a fost de 50%. S-a ajuns la viteza de avans a frontului de 3—4,5 m/zi.

Instalația era însă greoaie, complicată, eforturile din cablu mari, spațiul liber nesusținut, ocupat de plug și de transportorul cu raclete, de asemenea mare. Plugul era o piesă cu mare greutate și cerea un culcuș foarte tare. În afară de aceasta, el dădea rezultate bune numai în cărbuni moi sau foarte friabili, cu clivaj bine format, cum sînt unii cărbuni în Ruhr. Din aceste motive răspîndirea lui a fost limitată.

Pentru a ușura lucrul cu plugul, a fost construit plugul în trepte. Spre deosebire de plugul normal, care are lama dreaptă pe toată înălțimea de tăiere, acest plug o are fracționată în trepte pentru a ușura pătrunderea tăișului în masiv. Nici acest plug nu a avut o răspîndire mare. Totuși, în 1954 funcționau în Anglia 8 instalații de acest fel. Avantajele pe care le avea însă plugul, a determinat să se lucreze intens pentru perfecționarea lui.

Incercările pentru extinderea utilizării și îmbunătățirea constructivă a plugului au pornit pe mai multe căi și astăzi se pot distinge următoarele categorii de pluguri, după gruparea propusă de R. Sander :

α) plugurile rapide,
β) scraperele plug,
γ) transportoarele cu raclete plug,
δ) plugul static automotor,
ε) plugurile dinamice (activate),
η) plugurile pentru înclinări mari.

Plugul rapid a introdus numeroase simplificări și perfecționări plugului static inițial și astăzi formează clasa de pluguri cea mai răspîndită.

Plugul rapid Westfalia Lünnen, Löbbe. Ideile de bază la această instalație au fost : alipirea plugului de transportorul cu raclete blindat, cu care formează o instalație unică, și reunirea motoarelor ambelor mașini.

Plugul, a cărui lungime s-a redus la 2 m și greutatea la 450 kg, alunecă pe o țeavă montată alături de transportorul cu raclete blindat. Mișcarea lui este realizată cu ajutorul unui lanț fără fine. Acesta are un capăt fixat de plug, trece pe după o stea de acționare la capătul transportorului cu raclete și, prin țeava pe care alunecă plugul, apoi este petrecut pe după o a doua stea la capătul opus al transportorului și fixat de cealaltă parte a plugului. Grosimea aschiei tăiate s-a redus la 10—15 cm, pentru a micșora reacțiunea transversală a masivului de cărbune pe care trebuie să o preia transportorul cu raclete blindat. Viteza lanțului a fost mărită la 22 m/min pentru a asigura un debit de tăiere suficient de mare. Rezistența normală la tăiere este de 10 t și ajunge la maximum 20 t. Lanțul calibrat

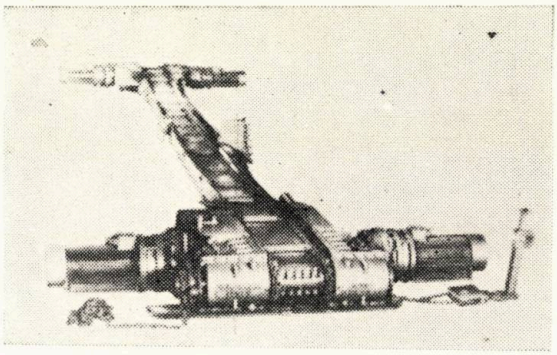


Fig. 58. Plugul Westfalia (Löbbe)

are diametrul de 22 mm și rezistența la rupere de 50 t. Tăișul plugului este împărțit în mai multe vîrfuri distincte, ca la o furcă. Avînd dimensiuni mici, plugul rapid este folosit în strate cu acoperiș mai friabil.

Plugul rapid s-a răspîndit mai ales în Ruhr, unde în 1955 funcționau peste 70 instalații. Randamentul obținut prin folosirea lui a ajuns la 12 t/post. Debitele de producție au ajuns la 600 t/schimb.

În cursul folosirii în practică a plugului rapid au apărut unele perfecționări, care au dat naștere la cîteva tipuri de pluguri noi, apropiate ca principiu unele de altele. Astfel avem :

Plugul Preussag-Ibbenbüren (fig. 59). Aci s-a desființat țeava de alunecare a plugului

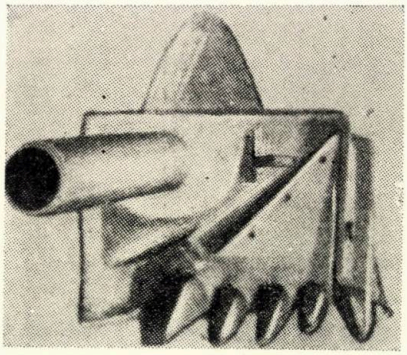


Fig. 59. Plug Preussag-Ibbenbüren

în lungul transportorului cu raclete, deoarece s-a constatat că se înfundă cu mărunță, ceea ce provoca ruperea lanțului. In schimb, în plug

s-a sudat un capăt scurt de țeavă, prin care trece ramura de întoarcere a lanțului de acționare a plugului.

Plugul alipit Anbau se deosebește de plugul rapid doar prin aceea că, stelele de acționare și de întindere a lanțului plugului nu mai coincid cu capetele transportorului cu raclete, ci sînt separate de acestea și pot fi fixate în orice punct al transportorului. Totodată, s-a separat motorul de acționare a plugului de motorul transportorului, ceea ce permite o funcționare mai normală pentru fiecare din ele. Separarea capetelor de acționare pentru cele două instalații permite folosirea plugului și în zone de strat cu falii de mică amplitudine, instalația de plug fiind montată între două falii, iar transportorul cu raclete pe toată lungimea frontului.

Puterea motoarelor plugului variază între 30 și 80 kW, iar a motoarelor transportorului cu raclete blindat între 40 și 140 kW.

Plugul prismatic (DKBL) are tăișurile în formă de piramide cu secțiune triunghiulară,

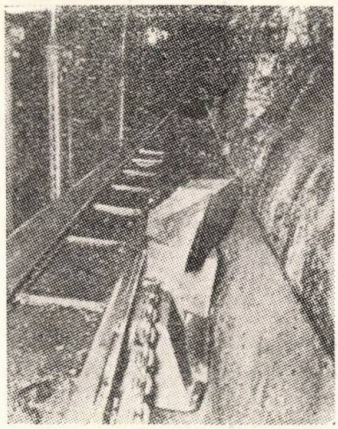


Fig. 60. Plugul prismatic

tăierea începîndu-se spre mijlocul înălțimii stratului, unde manifestările de presiune se fac mai simțite (fig. 60).

Cuțitele lucrează separat, în fiecare direcție de mers. La începutul fiecărei curse, prin acțiunea lanțului cuțitele se rotesc și intră mai repede în cărbune. Se obține o desprindere mai uniformă a cărbunelui, efortul din lanț este mai redus, de aceea plugul prismatic taie mai bine și se uzează mai puțin ca alte pluguri, atunci cînd lucrează în cărbune tare. Plugul se menține singur în front și reacțiunea lui spre transportorul cu raclete este foarte mică.

S-au exploatat strate cu grosimi de 2,8—3 m grosime, cu pluguri de 87 cm înălțime realizînd debite pînă la 1 000 t/schimb și randamente la tăiere pînă la 25 t/post.

Plugul Beien (fig. 61) are două turele montate pe placa de bază a plugului, ce pot fi rotite ca și cuțitele de la plugul prismatic. Placa de bază a plugului este prevăzută cu o serie de dinți de prehavaj, care scobesc un făgaș adînc de 10—25 cm la culcușul stratului, în cîmpul ce urmează a fi tăiat la următoarele drumuri ale plugului.

Viteza de mișcare poate fi de 16 sau 20 m/min, iar motorul este de 40 sau 70 kW. Primul plug este în curs de încercare, rezultatele lui lipsesc încă.

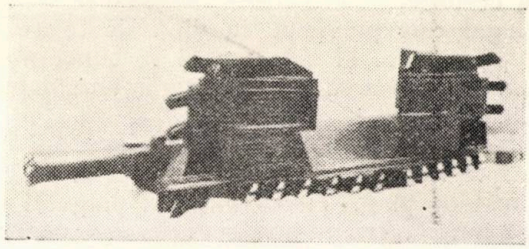


Fig. 61. Plugul Beien

Plugul Gusto (multi plug) a fost introdus în Olanda, pentru exploatarea stratelor de cărbune cu acoperiș friabil (fig. 62). El se compune din mai multe pluguri (4—6), așezate la distanțe de 15—20 m unul de altul, legate între ele printr-un cablu. Plugurile au lungimea de 100—120 cm, înălțimea de 35—37 cm și sînt foarte înguste (lățimea lor este de 14—20 cm). Ele capătă o mișcare de suveică și taie așchii de 20—40 mm adîncime. Viteza de tăiere a plugului este 14—18 m/min. Frontul nu trece

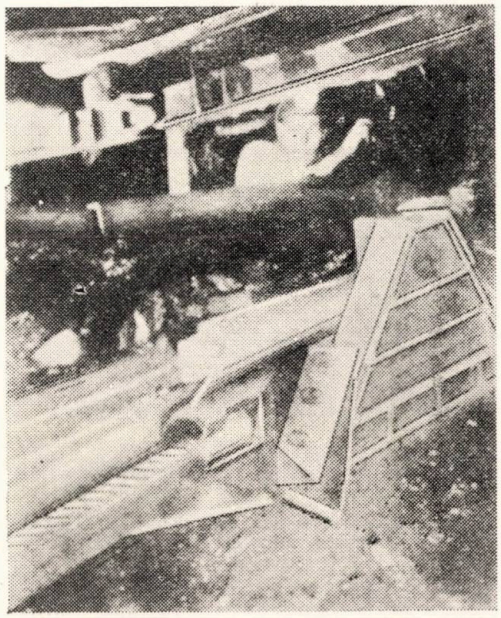


Fig. 62. Plugul Gusto

de 170 m lungime. Într-un front de 120 m o instalație cu șase pluguri dă 400 t/zi, obținînd în două schimburi un avans mediu al frontului de 3 m/zi.

Plugul KS—2, experimentat în U.R.S.S.

funcţionează tot după principiul plugurilor statice rapide.

Plugul, care are dimensiuni destul de mari şi greutatea de 2,3 t, se mişcă pe un transportor cu raclete blindat.

El este tras în lungul frontului, după principiul scraperului, de un troliu situat în galeria de cap, prin intermediul unui cablu, care ocoleşte un scripete de întoarcere fixat în galeria de bază.

Plugul este prevăzut cu dinţi de tăiere numai pe o parte şi taie numai la cursa ascendentă. La mişcarea în jos plugul face o cursă goală.

Plugul şi transportorul cu raclete sînt presate spre front de un mecanism special acţionat automat de plug. Viteza mişcării plugului este de 32 m/min. Tracţiunea în cablu este de 7,5 t. Motorul este de 68 kW.

Este interesant faptul că la încărcări făcute în condiţii comparabile cu combina Donbass rezultatele obţinute au fost mai bune. Astfel s-a obţinut un randament de 4,66 t/post în abataj faţă de 4,12 t/post cu combina Donbass, iar la tăiere 8,10 t/post faţă de 7,36 t/post cu aceeaşi combină. Preţul de cost a fost de cca. 25% mai redus, iar consumul de energie s-a redus la o treime.

Scraperul plug

El se compune din mai multe cutii de scraper, aşezate în lungul frontului la distanţă de 12—20 m una de alta.

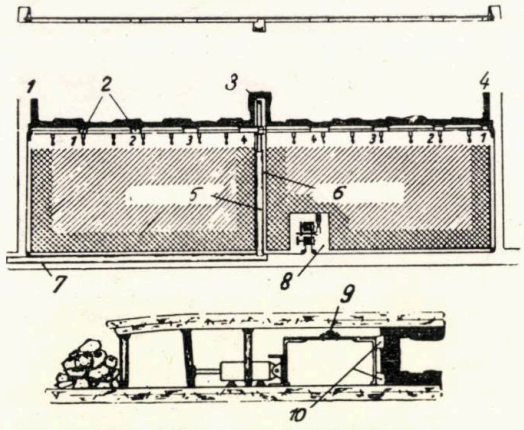


Fig. 63. Scraperul Achenbach

1 şi 4 — galerie de cap; 2 — cutie de scraper; 3 — scoc oscilant; 5 — transportor cu bandă; 6 — galerie în rambleu; 7 — transversală; 8 — camera troliului; 9 — cablu; 10 — cuţitele de tăiere.

La cele două capete ale fiecărei cutii de scraper, pe peretele dinspre frontul de cărbune, sînt montate cuţite de havat. Scraperele sînt legate între ele cu ajutorul unui cablu sau a unui lanţ şi capătă o mişcare de dute-vino pe o distanţă ceva mai mare decît spaţiul dintre 2 cutii alăturate. Cuţitele taie în front o aşchie de 12—60 mm, în funcţie de tăria cărbunelui. Pentru a mări pătrunderea cuţitelor în cărbune se practică două sisteme: sistemul Achenbach (Ibbenbüren) şi sistemul Heinrich Bergbau. După primul sistem, presarea spre front se face prin cricuri pneumatice, care transmit presiunea către cutiile de scraper, prin nişte şine de ghidaj situate pe partea dinspre surpare a acestor cutii.

La cel de-al doilea sistem presiunea cutiilor către front se obţine prin tensiunea lanţului de legătură dintre cutii (16 mm) care a înlocuit cablul de la sistemul precedent. Lanţul se întoarce pe o rolă, la capătul frontului şi trece prin nişte găuri amenajate în fiecare cutie de scraper. Frontul capătă o formă convexă, centrul frontului fiind ieşit cu 2—3 m faţă de extremităţi, ceea ce asigură o presiune a cuţitelor pe front de cca. 3 t, suficientă pentru funcţionarea normală a instalaţiei. Scraperul standard are lungimea de 1 m, lăţimea de 0,65 m şi înălţimea de 0,35 m. Deşi cu scrapere plug de primul tip s-au realizat randamente de 8,5 t/post în abataj, mutarea şinei şi împingătoarelor este greoaie şi cere posturi multe. În plus, primul sistem cere un zăcămînt mai regulat. De aceea, preferinţele actuale se îndreaptă spre cel de-al doilea sistem, mai ales că dispare frecarea lăzilor de scraper de şinele de ghidaj.

Lucrînd în strat de 0,50 m grosime s-au obţinut avansări zilnice ale frontului de 2,8 m, iar randamentul a ajuns de 5,1 t/post, crescînd cu peste 50% faţă de cel obţinut la lucrul cu ciocanul de abataj.

Transportoare plug

Transportorul cu raclete Romberg (Hauhinco) a apărut în ultimii 2 ani. La acest transportor, racletele sînt fixate pe două lanţuri (fig. 64). Deosebirea de un transportor cu raclete obişnuit o constituie faptul că lanţurile cu raclete nu se sprijină pe scocuri, care sînt desfiinţate, ci se mişcă în lungul frontului, ramura inferioară fiind trasă pe vatră, iar cea superioară sprijinită pe ţevi metalice, proptite

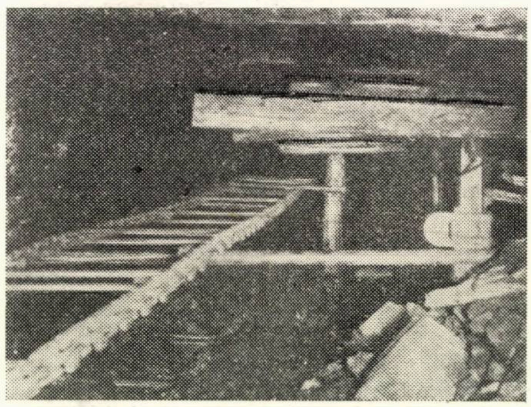


Fig. 64. Transportorul plug Romberg

cu un capăt pe front, iar cu celălalt pe susținerea metalică din abataj. Pe partea dinspre front a lanțului sînt fixate cuțite din oțel călit, lungi pînă la 100 mm și fixate la distanțe de 1—3 m, care taie cărbunele. Cărbunele tăiat este transportat de ramura inferioară a transportorului cu raclete.

Pentru a putea realiza apăsarea necesară pe front, lanțul trebuie să fie bine întins. Capetele de acționare și întindere sînt așezate la cele două extremități ale frontului.

Timpul de cînd se experimentează acest plug e prea scurt pentru a se putea trage concluzii asupra lui. Transportorul plug poate fi folosit în cărbune moale, care se desprinde ușor, în strate cu culcuș tare și înclinare relativ redusă.

Combina Valantin (fig. 65). Un dispozitiv asemănător ca principiu îl are combina Valantin, apărută de curînd în Franța. Ea se compune dintr-un transportor cu raclete obișnuit,

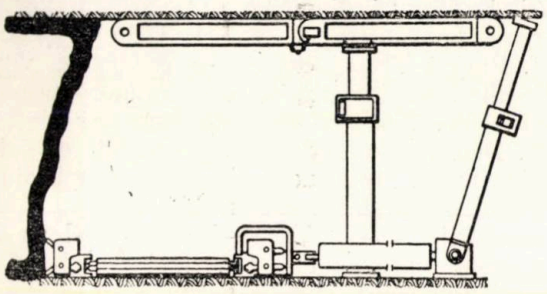


Fig. 65. Combina Valantin

de înălțime redusă, în jurul căruia circulă în planul orizontal un lanț pe care sînt montate cuțitele de tăiere. O ramură a lanțului de tăiere se mișcă între front și transportorul cu raclete și execută operația de tăiere. Cealaltă ramură ocolește transportorul cu raclete și se întoarce într-o țeavă închisă situată în spatele lui. Dinții montați pe lanț taie un făgaș suficient de înalt (16 cm) ca în acesta să poată fi introdus, prin împingere, transportorul cu raclete. Cărbunele subminat de făgaș cade de-a dreptul pe transportorul cu raclete. Nișele necesare pentru capul de acționare și cel de întindere sînt executate de un lanț auxiliar și o tobă prevăzută cu dinți de tăiere, care se mișcă în dreptul acestora, pe peretele dinspre front al combinei. Transportorul cu raclete poate avea o lungime pînă la 40 m. Lanțul de tăiere se mișcă cu o viteză de 1,2 m/s, în sensul opus mișcării transportorului cu raclete.

Intreaga instalație este împinsă către front de 5 cricuri cu acționare hidraulică; fiecare din ele asigură o presiune pe front de 5 t. Organele de tăiere sînt mișcate de un motor de 24 CP. Lucrînd în cărbune moale, într-un front scurt, s-a ajuns la viteze de avansare de 6 m pe schimb și la o producție de 300 t. Combina este în curs de experimentare, dar după rezultatele de pînă acum și modul de construcție pe care îl are va putea lucra cu succes în cărbune moale, în strate cu înclinare mică, care au acoperiș și culcuș tare.

Combina Schrämpanzer din R.D.G. (fig. 66). Este o combinație între un lanț tăietor și un transportor cu raclete, blindat, asemănătoare ca principiu de lucru cu combina Valantin. Pe fața transportorului cu raclete, îndreptată spre frontul de cărbune, se mișcă un lanț de havaj, pe care sînt montați dinții de tăiere. Cele 2 ramuri ale lanțului se mișcă în același canal, tăind un făgaș de 25 cm înălțime. La capul de acționare al transportorului

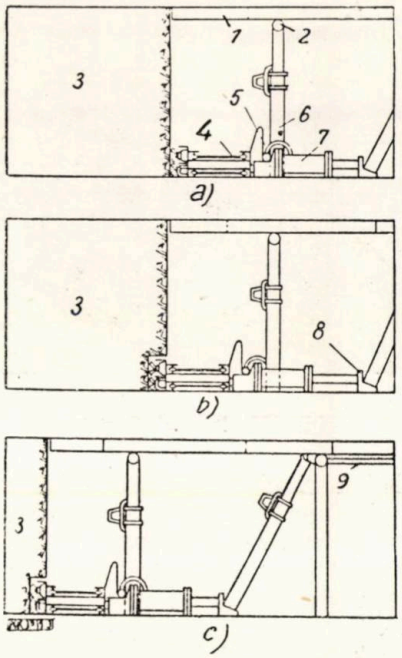


Fig. 66. Combina Schrämpanzer (R.D.G).
1 — grindă în consolă; 2 — suport de grindă; 3 — frontul de cărbune; 4 — combina (transportorul tăietor); 5 — conducta de aer comprimat; 6 — stîlp metalic; 7 — cric pneumatic; 8 — sabot pentru contra stîlp; 9 — strîngător.

cu raclete lanțul este ridicat și trece pe după stea. Transportorul cu raclete, lung de 14 m, este presat spre front de către 5 cilindri hidraulici care lucrează cu presiunea de 4—20 kg/cm², așa că intră în făgașul tăiat de cuțite. Cărbunele havat cade singur în transportorul cu raclete. Viteza lanțului de havaj este de 1,3 m/s. Puterea motorului care acționează atît transportorul cu raclete, cît și lanțul, este de 28 kW. Acționarea se transmite prin cuplaj hidraulic.

Se proiectează construirea unei mașini lungă de 40 m la care se va ține cont de experiența prototipului care a funcționat timp de 10 luni fără reparații mari.

Plugul static automotor

O altă soluție, adoptată pentru simplificarea instalației de plug static, a constituit-o reunirea într-o singură unitate a motorului cu plugul. Ele se mișcă împreună în lungul frontu-

lui, într-o mişcare alternativă. Maşina se fixează într-un punct şi motorul transmite plugului presiunea necesară tăierii cărbunelui. După ce plugul a avansat pe distanţa unei curse, corpul maşinii şi motorul se apropie de tăişul plugului, în timp ce plugul rămîne nemişcat. Motorul se fixează în noua poziţie şi ciclul reîncepe.

Plugul Samson (Mavor et Coulson) este instalaţia de acest fel care a căpătat aplicaţie în practică (fig. 67). Se compune dintr-o maşină

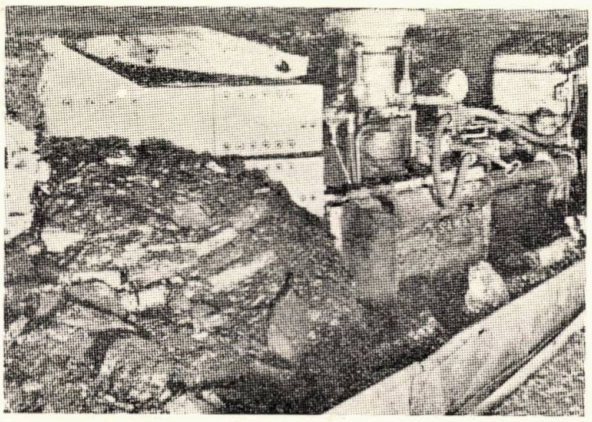


Fig. 67. Plugul Samson

prin cilindrii căreia trec două pistoane. Tijele acestor pistoane poartă la cele două capete cuţitele de tăiere. Maşina mai cuprinde un motor de 30 CP şi o pompă hidraulică cu 2 etaje, pentru presarea lichidului în cilindri, în timpul lucrului.

Pentru lucru, maşina se aşază în front şi se fixează între acoperiş şi culcuş, prin intermediul unei coloane hidraulice. Se introduce apoi uleiul în cilindrii maşinii, ceea ce provoacă mişcarea pistoanelor şi a cuţitelor de tăiere. Acestea avansează cu un pas de tăiere de 69—90 cm. Adîncimea aşchiei tăiate de plug este de 60 cm.

După fiecare cursă coloana verticală este scurtată şi se introduce ulei în cilindri pe cealaltă parte a pistonului, ceea ce produce deplasarea corpului cilindrilor pe tijele pistoanelor, în direcţia în care se merge cu tăierea, pe o distanţă egală cu cursa pistonului. Apoi operaţia reîncepe. Coloana hidraulică poate prelua eforturi orizontale pînă la 40 t. Plugul lucrează bine numai în zăcăminte cu acoperiş şi culcuş tare, care pot suporta presiunile verticale de peste 100 t, pe care le produce coloana hidraulică.

Plugul poate tăia 300 m de front în 4 ore de lucru, dacă nu are oprire. În Anglia, în anul 1954, au funcţionat 6 asemenea instalaţii şi au dat o producţie de 400 000 t, cu un randament de 6,7 t/post.

Plugurile dinamice *(activate)*

Au fost construite şi încercate numeroase tipuri de pluguri activate. Ele au urmărit atît reducerea forţei necesare pentru funcţionarea plugului static, cît şi adaptarea plugului la cărbuni mai tari.

În Germania de Vest s-a încercat „minerul Hanibal", un plug vibrant cu un singur tăiş prevăzut cu două excentrice, acţionat de către un motor pneumatic. Acest plug tăia aşchii de 80 cm adîncime şi ajungea la o viteză de tăiere de 100 m/h, cu o forţă de tracţiune de 7 t. Un alt plug percutant avea 2 tăişuri şi putea aplica lovituri cu o forţă pînă la 200 t.

Încercările cu pluguri activate au fost părăsite în Germania de Vest, deoarece pluguri-le se înfundau adesea în cărbune, atunci cînd acesta era moale. În plus, mutarea furtunului gros de aer comprimat se făcea foarte greu.

În U.R.S.S. au fost propuse mai multe tipuri de pluguri dinamice din care au fost încercate tipurile **VH—I, AS—I, UDS—I şi EPS—I**. Plugul VH—I era un plug vibrant, vibraţiile fiind realizate prin rotirea unor mase neechilibrate. Motorul de acţionare era de 17 kW. Deşi plugul îndeplinea operaţiile de tăiere şi încărcare, construcţia lui era complicată şi regimul de lucru nu era stabil.

Plugurile AS—I, UDS—I şi EPS—I au fost percutante, prevăzute cu vîrfuri de ciocan de abataj (picoane) care căpătau lovituri, fie de la un piston, fie de la o serie de ciocane de abataj electro-pneumatice. Cu ocazia experimentării şi aceste pluguri s-au dovedit complicate, unele piese se strică uşor şi regimul lor de lucru nu este totdeauna stabil.

Plugurile dinamice nu s-au răspîndit, deşi prezintă unele avantaje importante. Astfel, dau un procent ridicat de blocuri (40—50%), cărbunele mărunt este inexistent sau foarte puţin, iar consumul de energie este foarte redus. Nereuşita lor pînă în prezent este legată în special de instalaţiile experimentate, prea complicate şi insuficient de solide pentru lucrul ce urmau să-l execute.

Plugul Huwood (fig. 68). Plugul Huwood

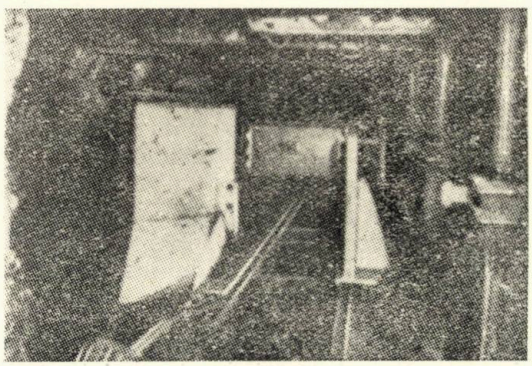


Fig. 68. Plug Huwood

constituie o excepție printre plugurile activate. El se aplică în prezent în Anglia, este drept pe o scară mică. Cele două tăișuri ale acestui plug, construit simetric pentru a tăia în două direcții, sînt dințate ca o lamă de ferăstrău. Tăișurile au oscilații în planul vertical izbind în cărbune, ca și tîrnăcopul, cu 5 lovituri pe secundă. Ele sînt acționate de 2 motoare de 16 CP și taie în front aschii verticale groase de 10—30 cm. Plugul se mișcă în lungul frontului deplasîndu-se pe transportorul cu raclete, cu o viteză de 4,5 m/min, fiind tras de un troliu de 25 CP.

La încercările făcute în ultimii ani s-a constatat că într-un abataj cu acoperiș tare și cărbune nu prea tare se pot tăia 100 m de front în 30 min (Mina Blairhall, Scoția și Earlington Durham). Randamentele obținute au variat între 4 și 6 t/post. Dificultățile principale au apărut la transport, din cauza debitului mare de cărbune tăiat și, mai ales, la susținere, din cauza rămînerii în urmă față de viteza mare de tăiere obținută. De asemenea, au apărut dificultăți cînd s-a tăiat în cărbune foarte tare, unde a fost necesar să se prehaveze, și, în cărbune moale, unde plugul tinde să se înfunde. Pentru eliminarea tendinței de a tăia prea adînc în cărbune moale se prevede ca presiunea cilindrilor de presare ai plugului pe front să regleze automat adîncimea aschiei, astfel ca să nu depășească anumite limite, corespunzătoare tăriei cărbunelui (10—12 cm în cărbune foarte tare).

Plugurile pentru înclinări mari

Plugurile de cărbune au fost încercate și la exploatarea stratelor subțiri cu înclinare mare. La majoritatea plugurilor experimentate instalația se compune din organul de lucru montat pe un cablu sau pe un lanț fără fine, pus în mișcare de un troliu așezat în galeria de cap. Cablul sau lanțul este întins cu ajutorul unei roți de întoarcere trasă de către un troliu de ancorare, așezat în galeria de bază.

Plugul Nauenburg (Seilschramgerät). Organul de lucru este compus din piese articulate,

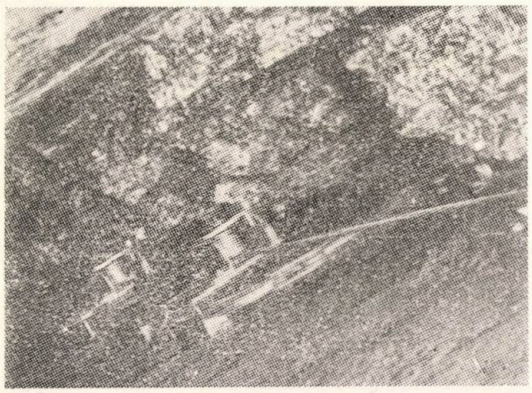


Fig. 69. Plug Nauenburg în funcțiune

care se adaptează mai bine la un front ondulat (fig. 69). Spre front are măsele echipate cu cîte 2 dinți. Plugul taie aschii de 2—3 cm adîncime și 9 cm înălțime, făcînd un fel de făgaș. Pe plug sînt așezate (la cca. 45 cm mai înspate) 4 cuțite de tăiere, care sparg cărbunele ce nu s-a desprins datorită subminării realizate de plug. Plugul lucrează fiind legat de un cablu sau lanț. Cablul sau lanțul de întoarcere este petrecut printr-o țeavă, sau pe după niște role montate de piesele articulate care formează plugul, însă așezate mai în spate, astfel că ele servesc drept ghidaj.

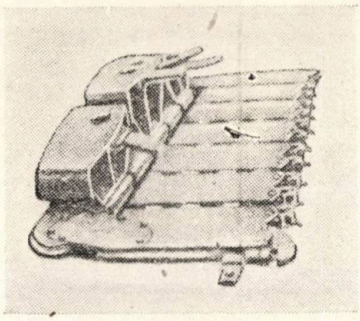


Fig. 70. Organul de lucru la plugul Nauenburg

Acționarea plugului se face cu două motoare de cîte 20 CP. Viteza de avansare a plugului în lungul frontului este de 0,5—1 m/s. Frontul pentru plug nu este vertical ci puțin diagonal, în treaptă dreaptă. S-a lucrat în fronturi pînă la 80 m lungime, în strate de 0,3—1 m grosime cu o înclinare peste 35°, randamentul ajungînd pînă la 8,5 t/post. La mina Alter Hellweg s-a folosit un motor de 32 CP, iar lanțul a avut rezistență la rupere de 16 t.

Viteza de avansare a frontului a fost de 5—7 m pe zi. Susținerea în abataj s-a făcut cu rambleu total, urmînd foarte aproape frontul, de care era despărțit printr-o plasă mobilă de sîrmă.

Plugul Heinrich Bergbau. Pentru lucru la înclinări mari s-a încercat folosirea instalației de scraper cu lanț, care a fost utilizată și la înclinări mici. Ea taie aschii de 7 cm grosime. S-a obținut un procent mai mare de blocuri dar s-a constatat că plugul are tendința de a dărîma susținerea.

Plugul Peissenberg. Acest plug lucrează prin efectul energiei cinetice și a fost încercat în cărbuni tari, în care a lucrat fără presare spre front.

Organul de lucru este compus din 1—4 rame metalice montate pe un cablu fără fine, în mod asemănător cu screperele. Fiecare piesă are două coarne îndreptate spre frontul de cărbune. Plugul fiind mișcat cu viteză în lungul frontului, îl lovește și smulge cărbunele din front. Cum plugul lucrează sub efectul

energiei cinetice, viteza de lucru contează mai mult decît masa lui, care este redusă.

Rezultate optime s-au obţinut la viteza de 1,4—1,8 m/s, la viteze mai mari procentul de cărbune mărunt creşte. Pentru a avea rezultate bune trebuie ca lanţul să aibă o tensiune iniţială de 10—15 t. Puterea motorului se ia ceva mai mică decît la plugurile care lucrează prin aşchiere. Astfel, la înclinarea frontului de 30° şi 120 m lungime, este suficient un motor de 30 CP. S-a ajuns să se taie o tonă de cărbune în 2 minute, cu o plasare de 4 oameni şi randamentul realizat a fost de 17 t/post. Randamentul mediu pentru un lucru continuu de 3 ani a fost de 10 t/post. Cînd se lucra manual, în acest loc se obţinea un randament de 2 t/post.

Cu toate aceste rezultate bune este de observat că utilizarea plugurilor în zăcăminte cu înclinare mare întîmpină greutăţi mai mari decît la înclinări mici. Astfel, oamenii nu pot rămîne în abataj în timpul mişcării plugului, din cauza pericolului pe care îl constituie blocurile tăiate. Din cauza înclinării, nu pot fi folosite cricurile pentru presarea plugului spre front şi este necesar un acoperiş suficient de tare, care să asigure spaţiul liber necesar pentru circulaţia plugului.

Pe de altă parte, la înclinări mari, presiunea acoperişului este mai mică şi cărbunele rămîne mai tare, astfel că, tăierea se face mai greu.

Instalaţiile de plug de cărbune au început să se răspîndească pe scară din ce în ce mai mare în ultimii ani, în special în strate cu înclinare mică, astfel că în 1954—1955 funcţionau 130 instalaţii de acest fel în Germania, Anglia şi Franţa.

Producţia de cărbuni exploatată cu plug a crescut în Ruhr cu 700%, în intervalul de 6 ani, ajungînd în 1954 la 35 000 t/zi.

Randamentele obţinute cu plugul sînt cu 40—50% mai mari decît la lucrul cu explozivi sau cu ciocanul de abataj, consumul de energie este cca. 0,4—0,6 kW/t, faţă de 1,3 kW/t la exploatarea cu haveza, iar procentul de cărbune mărunt este foarte redus.

Datorită vitezei de înaintare mai mari a frontului, la lucrul cu plugul, debitul de producţie al unui front creşte faţă de lucrul cu ciocanul de abataj.

Plugurile lucrează cu efect începînd de la grosimi de 45—60 cm pînă la 2—3 m, iar cele scraper sau pentru înclinări mari şi la grosimi de 35 sau chiar de 28 cm.

Evoluția industriei carbonifere din Republica Cehoslovacă

Ing. M. E. Petyrek
Membru corespondent al Academiei de Ştiinţe Cehoslovace

Nota redacției. In cadrul acțiunii de strîngere a legăturilor de prietenie cu țările de democrație populară, Revista Minelor a organizat un schimb de publicații și de articole cu aceste țări. Prin acest prim articol, trimis de către revista cehoslovacă „Uhly" (cărbunele), găzduim în paginile noastre, o serie de autori de valoare prin ale căror articole vom putea cunoaște mai bine problemele și realizările industriei miniere din țările prietene.

Industria minieră s-a dezvoltat în Cehoslovacia în decursul timpului datorită existenței unor zăcăminte bogate în substanțe minerale utile. Pe baza săpăturilor arheologice a fost posibilă urmărirea evoluției industriei miniere în Cehoslovacia din timpurile în care omul a înlocuit armele și uneltele sale de piatră prin arme și unelte metalice.

Din punct de vedere tehnic această industrie s-a dezvoltat în diferitele regiuni ale Republicii Cehoslovace, paralel cu celelalte țări europene și mai tîrziu, și cu restul țărilor. Dacă la anumite epoci, ca urmare a evenimentelor istorice, situația sa s-a menținut sub nivelul mediu european, au fost și epoci în decursul cărora industria minieră cehoslovacă a fost foarte activă. In general, ea a urmat evoluția civilizației și de multe ori a ocupat o poziție de prim plan în progresul tehnic, economic, social și chiar intelectual, cînd poporul cehoslovac și-a pus resursele și capacitățile în serviciul păcii și umanității.

Naționalizarea industriei miniere cehoslovace, realizată în 1945, implica, ținînd seama de trecut, aplicarea dreptului istoric al statului, după care acesta își rezervă dreptul de a exploata toate minele prin intermediul întreprinderilor naționale de producție care sînt proprietate a statului, dar acționează drept persoane juridice independente.

Naționalizarea minelor a pus bazele conducerii planificate a întreprinderilor, al căror program de producții și investiții este coordonat fără a mai ține seama de limitele concesiunilor în interesul economiei miniere a întregii țări.

Toate țările din lume — exceptînd U.R.S.S. și S.U.A. — au avut o reducere a producției de cărbuni în urma celui de-al doilea război mondial. Cauza principală invocată pentru această reducere este în general cea a lipsei de mînă de lucru, deși principala cauză ar fi mai mult acel „scapă cine poate" de munca subterană epuizantă, în schimbul unor ocupații care oferă condiții mai bune de lucru.

Lipsa de combustibil după război, și mai ales lipsa cărbunelui brun, a fost cauza pentru care industriacheie a exploatării cărbunilor a atras în Cehoslovacia atenția conducătorilor economiei naționale, în speranța realizării unui program de producție a cărbunilor care să stimuleze dezvoltarea celorlalte industrii, permițînd astfel ridicarea nivelului de trai al populației și consolidînd bazele economice ale țării.

Cărbunele brun constituie în Republica Cehoslovacă o bază solidă pentru dezvoltarea industriei grele, a construcțiilor de mașini și a produselor chimice.

Deși prin suprafața sa, Republica Cehoslovacă este relativ bogată în zăcăminte de cărbuni bruni, principalul său bazin de la Ostrava-Karvinna exercită o influență primordială asupra viitorului dezvoltării industriale a țării.

Acest bazin ce formează limita de sud-est a bazinului

Tabela 1

Creșterea producției de cărbuni în bazinul Ostrava în raport cu producția totală de cărbuni din Cehoslovacia, din Europa și din întreaga lume

Anii	Bazinul Ostrava	Republica Cehoslovacă	Europa	Producția mondială de cărbuni
1913	9,18	14,09	603,4	1 216,3
1929	12,49	16,55	636,6	1 325,1
1930	10,67	14,47	597,2	1 216,8
1931	9,56	13,17	547,3	1 071,6
1932	7,73	11,03	505,1	952,1
1933	7,60	10,63	516,1	997,6
1934	7,46	10,79	560,5	1 091,3
1935	7,72	10,89	576,8	1 120,7
1936	8,93	12,23	609,1	1 228,4
1937	12,89	16,67	655,6	1 282,5

Tabela 2

Rezultate obținute în producția de cărbuni a Cehoslovaciei în urma planurilor de redresare și de construcție după naționalizarea exploatărilor de cărbuni în 1945

Anii	Milioane tone	Procente %
1937	16,670	100
1945	11,702	70,2
1946	14,130	84,8
1947	16,216	97,3
1948	17,636	105,8
1949	16,975	101,9
1950	18,356	110,1
1951	18,269	109,6
1952	20,227	121,4
1953	20,311	122,1
1954	21,605	129,6
1955	22,136	132,8

Sileziei superioare a fost descoperit pe teritoriul cehoslovac în urmă cu 200 de ani. Această descoperire a fost cauza, în cea de-a doua jumătate a secolului XIX şi mai ales după cel de-al doilea război mondial, a unei dezvoltări nesperate a acestei regiuni, care, din punct de vedere al economiei naţionale, este cea mai importantă din Cehoslovacia.

Tabela 1 pune în evidenţă creşterea producţiei de cărbuni în bazinul Ostrava în raport cu producţia totală de cărbuni din Cehoslovacia, din Europa şi din întreaga lume, înainte de cel de-al doilea război mondial.

Transportoarele cu bandă de cauciuc şi blindate permit organizarea tăierii în unităţi mari, ale căror efective obţin maximum de producţie zilnică.

Noua tehnologie a asigurat un control mai intens al aerajului locurilor de muncă, ca şi al celorlalte procese efectuate în mină. Nu poate fi neglijat faptul că toate aceste perfecţionări au influenţat în bine şi securitatea muncii, mai ales în minele ce prezentau degajări de metan sau pericolul autoaprinderii cărbunilor.

Urmarea naturală a acestei evoluţii a fost concentrarea minelor mici ce dispuneau de un utilaj învechit, în

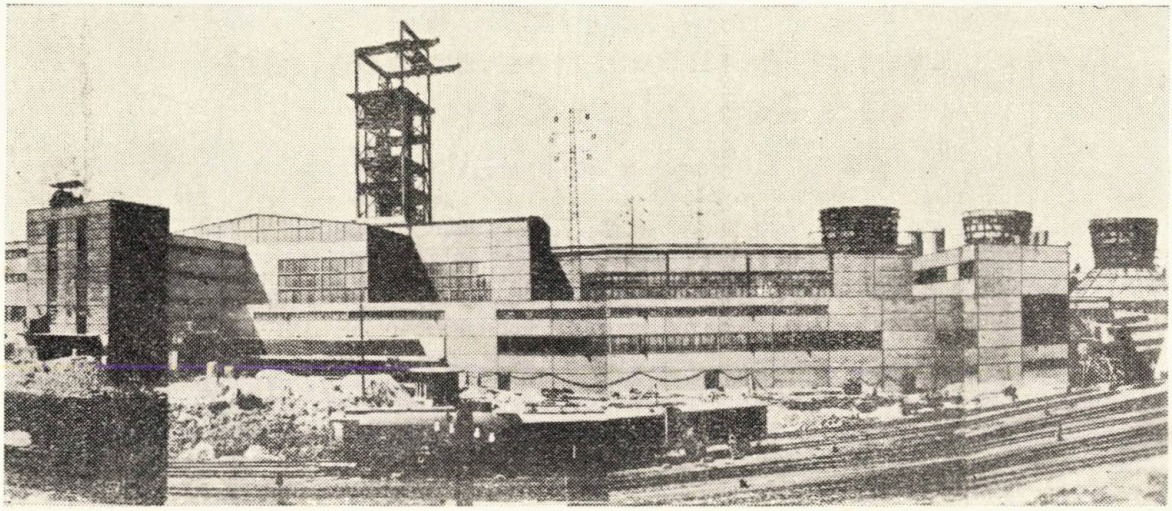


Fig. 1. Construcţia unei noi mine de cărbuni în Cehoslovacia.

In raport cu creşterea producţiei dinainte de cel de-al doilea război mondial, este interesant a compara rezultatele obţinute în producţia de cărbuni a Cehoslovaciei în urma planurilor sale de redresare şi de construcţie după naţionalizarea exploatărilor de cărbuni în 1945. (tabela 2).

Pentru a satisface nevoile economiei naţionale şi pentru ca industria grea cehoslovacă să poată face faţă obligaţiilor ce-i reveneau, trebuia să se procedeze la o schimbare de principiu a vechilor metode de lucru în toate bazinele de cărbuni, cu atît mai mult cu cît condiţiile tectonice o permiteau. Tehnologia veche, care se

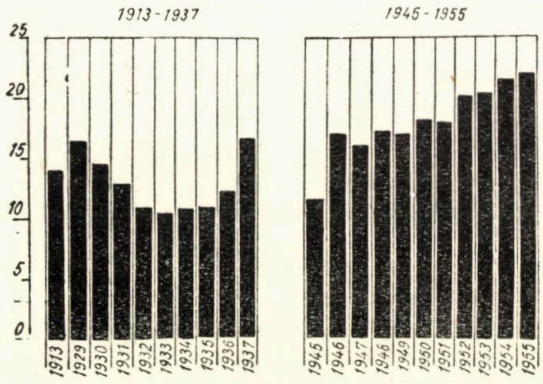


Fig. 2. Dezvoltarea producţiei de cărbuni bruni în Cehoslovacia.

sprijinea mai ales pe efortul uman, a făcut loc mecanizării, electrificării şi automatizării atît pentru munca din mină, cît şi pentru cea de la suprafaţă. Munca penibilă, de productivitate redusă, executată manual, atît la tăierea cît şi la încărcarea şi transportul cărbunelui, a fost înlocuită de haveze, apoi, în cursul acestor ultimi ani, de combine.

unităţi de producţie mai importante. Prin crearea de mari exploatări a devenit mai economică şi munca de suprafaţă (mai ales în spălătoriile de cărbuni) care, împreună cu centralizarea producţiei, a putut fi realizată mai bine datorită instalaţiilor mecanice moderne ce răspund celor mai recente principii ale tehnicii miniere.

Cărbunele brun de vîrstă carboniferă extras în Cehoslovacia, mai ales în bazinul Ostrava Karvina, are în general excelente calităţi de cocsificare şi a permis realizarea încă de mult timp a unor importante cocserii ce produc un cocs de calitate ce are foarte puţini echivalenţi în Europa.

Prin echipamentul lor tehnic şi procedeul de lucru, reprezentînd cel mai înalt nivel aplicat în prezent în tehnologia cocsificării, folosind în cel mai raţional mod produsele secundare şi gazul — folosit în metalurgie şi pentru încălzire —, cocseriile reconstruite din Ostrava au servit drept bază unei puternice industrii chimice.

In producţia totală de combustibil a Republicii Cehoslovace predomină totuşi lignitul care este exploatat în mai multe bazine de o importanţă mai mare sau mai mică.

Cea mai importantă regiune pentru dezvoltarea economiei ţării este cea a zăcămintelor de lignit terţiare plasate în nord-estul Boemiei, care cuprind în primul rînd două bazine plasate în partea sudică a munţilor Krusné Hory ce mărginesc frontiera de nord-est a ţării.

Stratul de lignit se găseşte la diferite adîncimi şi se apropie de suprafaţă pe marginile bazinului; în partea centrală el coboară la adîncime de 500 m. In centrul bazinului, în raza oraşului Most, stratul atinge o grosime de 30—40 m; spre est grosimea se reduce şi partea superioară conţine mixte intercalate cu argilă, alternînd cu bancuri de cărbune curat. Proprietăţile lignitului variază o dată cu adîncimea, în general calitatea îmbunătăţindu-se pe măsura adîncirii zăcămîntului.

Grosimea relativ redusă a stratelor acoperitoare la

marginile bazinului permite exploatarea lignitului în carieră.

Exploatarea în minele de mică adîncime cauzează întotdeauna pierderi de cărbune care, în cazul vechilor metode, se ridicau pînă la 50%. S-a căutat deci să se realizeze exploatarea la zi acolo unde condiţiile tehnice şi economice o permit. Un alt avantaj nu mai puţin important, al exploatării la zi, este economia de mînă de lucru datorită tăierii mai economice a cărbunelui, măririi duratei de exploatare şi repartiţiei mai raţionale a investiţiilor pentru dezvoltarea lucrărilor.

Datorită continuei perfecţionări a materialelor folosite şi organizării metodice a lucrului, însoţite de o creştere a productivităţii, raportul între grosimea stratului de cărbune şi cea a formaţiunilor acoperitoare a trecut de la 1 : 5 la 1 : 7. (Tabela 3 şi tabela 4).

Tabela 3

Evoluţia producţiei lignitului şi cărbunelui brun lemnos din Cehoslovacia după primul război mondial (milioane tone)

Anii	Cehoslovacia	Producţia mondială
1913	23,136	178,8
1919	17,324	132,0
1920	22,534	232,4
1930	19,160	197,3
1931	17,869	184,6
1932	15,787	172,7
1933	14,968	177,3
1934	15,071	191,7
1935	15,113	205,3
1936	15,948	225,6
1937	17,895	254,3

Tabela 4

Evoluţia producţiei de lignit şi a cărbunelui brun lemnos după cel de-al doilea război mondial (milioane tone)

Anii	Lignit	Procente	Cărbune brun	Procente
1937	17,390	100,0	0,505	100,0
1946	18,606	107,0	0,894	176,8
1947	21,313	122,6	1,045	207,3
1948	22,549	129,7	1,009	200,2
1949	25,410	146,1	1,109	220,2
1950	26,406	151,8	1,103	218,9
1951	28,966	166,6	1,170	232,2
1952	31,915	183,5	1,343	266,5
1953	32,763	188,4	1,587	314,9
1954	36,063	207,4	1,797	356,6
1955	38,637	222,2	2,035	403,8

Am ajuns la epoca naşterii energiei nucleare. Cu toate că ritmul dezvoltării sale şi extinderea sa nu sînt încă precizate, se poate afirma că în mod progresiv ea va face să scadă importanţa energetică a cărbunelui şi să o deplaseze în domeniul materiilor prime chimice. Această dezvoltare va influenţa în special exploatarea lignitului care în prezent numai în mică parte este folosit în industria chimică.

Din acest punct de vedere lignitul extras din cele mai importante bazine cehoslovace prezintă o compoziţie bună prin conţinutul ridicat în gudron.

Cărbunele de o calitate inferioară, datorită conţinutului ridicat de apă şi cenuşă, care constituie în prezent combustibilul aproape exclusiv folosit în centrale termice şi în centrale de termoficare, va fi şi el înlocuit în mod progresiv prin energie atomică şi va servi numai la gazificare, acţiune care a fost iniţiată şi a cărei dezvoltare va continua.

Deoarece în Cehoslovacia nu se admite aplicarea unei exploatări cu economicitate redusă, care antrenează pierderi enorme de cărbuni, se acordă o atenţie din ce în ce mai mare folosirii economice a lignitului, a cărei valoare rezidă mai ales în conţinutul său ridicat în gudron.

Importanţa cărbunelui în industria grea a crescut sistematic şi va continua pe aceeaşi linie şi în viitor, cu toată folosirea pe o scară mare a energiei nucleare.

Cărbunele va continua să stea la baza industriei chimice şi la fabricarea cocsului, fiind în permanenţă

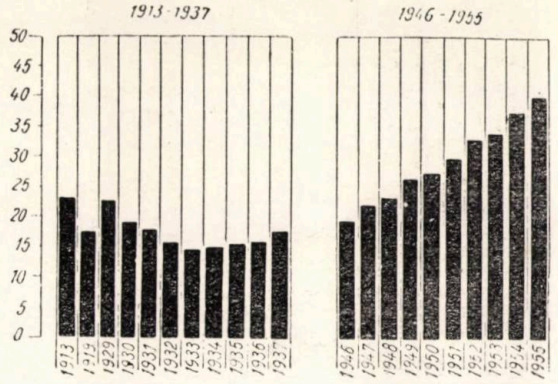


Fig. 3. Evoluţia producţiei de lignit în Cehoslovacia.

indispensabil acestor industrii. Această evoluţie în folosirea cărbunelui găseşte şi va impune din ce în ce mai mult condiţii tot mai severe din punct de vedere calitativ.

Acest lucru nu este totuşi singurul motiv ce impune dezvoltarea spălării cărbunelui. În primul rînd, este dorinţa unei mai bune folosiri a bogăţiei zăcămîntului şi de a profita chiar de stratele de cărbuni cu intercalaţii. Celelalte motive se datoresc dezvoltării mecanizării exploatării acestei preţioase substanţe. Specialiştii din lumea întreagă sînt de acord că, cantitatea de praf şi şist din cărbunele extras creşte datorită extinderii tot mai pronunţate a mecanizării tăierii şi datorită faptului că se trece la exploatarea unor strate mai puţin curate şi mai subţiri.

Industria cehoslovacă de spălare a cărbunelui s-a dezvoltat în mod considerabil în ultimii ani nu numai pentru că s-au îmbunătăţit lucrările de cercetare din acest domeniu, ci şi pentru că s-au pus în exploatare noi şi importante instalaţii de spălare a cărbunelui brun şi a lignitului.

Toate noile instalaţii de preparare a cărbunilor răspund principiilor moderne şi sînt studiate în amănunt din punct de vedere tehnologic, mecanic şi constructiv.

Prin randamentele sale şi prin procedeele adoptate pentru spălarea lignitului ce conţine argilă solubilă, instalaţia de spălare a lignitului, construită în Cehoslovacia, poate fi considerată drept cea mai originală şi cea mai mare în genul său, din toată lumea.

Simultan cu extinderea mecanizării exploatării cărbunelui se va extinde de asemenea şi importanţa aglomerării ce are drept scop valorificarea chiar a sorturilor de cărbune inferior, în vederea unei folosiri raţionale în economia naţională. Pentru viitor se prevăd în Cehoslovacia două tendinţe în aglomerarea lignitului:

1. Fabricarea brichetelor pentru semicocsificare.
2. Aglomerarea în vederea producerii cocsului metalurgic cu mare putere calorifică.

Dat fiind că o mare parte din cărbunele brun este destinat cocsificării, pentru aglomerare nu se va folosi decît partea necocsificabilă a acestor cărbuni bruni care nu vor fi arşi în focare industriale.

Fig. 4. Construirea unui nou oraş minier în Cehoslovacia.

Una din sarcinile esenţiale ale exploatărilor de cărbuni din Republica Cehoslovacă, pentru următorii cinci ani, va fi cea a dezvoltării continue a exploatării cărbunilor, în vederea asigurării unei mai bune aprovizionări a tuturor ramurilor economiei naţionale cu combustibili şi energie electrică, în aşa fel încît să se ajungă în 1960 la o producţie de cel puţin 86 milioane tone.

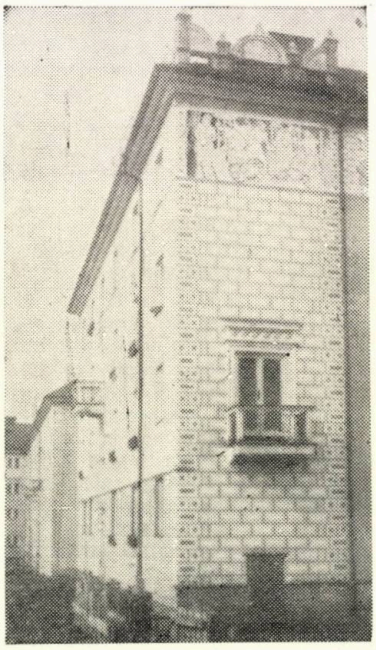


Fig. 5. Locuinţă dintr-un oraş minier în Cehoslovacia.

Exploatarea poate fi intensificată prin echiparea minelor cu un utilaj modern, perfecţionînd mecanizarea şi automatizarea, folosind mai bine capacităţile disponibile prin stabilizarea mîinii de lucru, îmbunătăţirea şi accelerarea prospecţiunilor şi prin pregătirea proiectării şi construirii noilor exploatări.

O dată cu creşterea producţiei de cărbuni trebuie ca înainte de toate să se facă totul pentru îmbunătăţirea condiţiilor în care combustibilii sînt arşi în prezent şi care sînt departe de a fi economice.

In ceea ce priveşte folosirea raţională a combustibililor, mai ales a celor de calitate inferioară, ei se ameliorează prin introducerea de noi procedee tehnologice, perfecţionînd procedeele folosite în prezent şi mărind randamentul termic al instalaţiilor ce servesc la transformarea combustibililor şi energiei, corespunzător cu nevoile de viitor ale industriei cehoslovace.

Dezvoltarea spectaculoasă a industriei carbonifere a fost în mod natural însoţită de grija asigurării securităţii, igienei şi culturii sociale a muncitorilor minieri. In afara unor măsuri igienico-sanitare ca: băi şi duşuri de „soare artificial" şi infirmerii la exploatări, s-au construit oraşe muncitoreşti moderne cu toate edificiile sociale şi culturale care vor asigura atragerea mîinii de lucru înspre industria minieră cehoslovacă şi vor permite să-i continue evoluţia sa.

Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării și valorificării cărbunilor bruni lemnoși (ligniți) din R.P.R. (I*)

Ciuruirea ligniților

Ing. I. Blum și ing. M. Rosenberg

Lucrarea de față are drept scop stabilirea unei metode științifice de apreciere a valorii energetice utile a tuturor combustibililor solizi fosili și în special a ligniților.

Formula dedusă din studiu și nomograma alcătuită pe baza acestei formule, permit calculul just al costului unității calorice utile, obținute la arderea combustibilului solid, brut sau prelucrat, la mină sau la consumatori situați la distanțe mai mari de locul de extracție.

Lucrarea prezintă și aplicarea metodei de calcul stabilite, pentru determinarea costului unității calorice utile, atît pentru lignitul brut cît și pentru fracțiunile obținute prin ciuruire.

Dezvoltarea puternică a industriei în țara noastră, în regimul de democrație populară, se caracterizează și prin crearea unei serii de mari uzine metalurgice, chimice, de construcții de mașini etc. și a numeroase termocentrale situate pe tot cuprinsul țării. Aceste mari întreprinderi industriale, împreună cu termocentralele și calea ferată, sînt principalii consumatori de combustibil energetic din țară; ele consumă cca. 70% din totalul producției de cărbuni.

Dezvoltarea continuă a acestor industrii ridică, în primul rînd, în fața industriei carbonifere extractive, problema creșterii corespunzătoare a producției de cărbune și în al doilea rînd, problema justei repartizări și a folosirii cît mai raționale și mai eficace a fiecărui combustibil, pentru fiecare domeniu în parte.

In țara noastră găsim în diferite regiuni zăcăminte de cărbuni aparținînd aproape tuturor treptelor de încarbonizare, de la turbă și cărbune brun amorf, pînă la huilă antracitoasă și antracit. Zăcămintele principale, cu rezervele cele mai mari de cărbuni, aparțin clasei cărbunilor bruni huiloși și huilelor de gaz (din Valea Jiului) și cărbunilor bruni lemnoși (ligniți — la Derna, Filipești, Schitu-Golești, Rovinari etc.).

In viitor, pe măsura dezvoltării industriei, huilele de gaz și cărbunii bruni huiloși vor trebui să fie folosiți aproape exclusiv pentru scopuri tehnologice (cocsificare, semicocsificare). Necesarul de combustibil energetic pentru industrie, cale ferată și consum casnic va trebui acoperit, în primul rînd, cu lignit brut sau prelucrat (brichete de lignit, lignit deshidratat etc.). Acolo unde anumite condiții tehnico-economice o vor justifica se vor utiliza și deșeurile de la spălarea cărbunilor bruni huiloși și a huilelor (mixte și șlam).

Ligniții din țara noastră se caracterizează prin conținutul ridicat de umiditate și cenușă, prin puterea calorifică redusă și prin rezistență mică la stocare.

Transportul la distanță al acestui combustibil bogat în balast, ca atare, devine în anumite condiții prohibitiv. Folosirea cea mai rațională a acestor ligniți cu atîta balast — umiditate și cenușă — este arderea lor în termocentrale situate chiar la gura minei. Dacă însă din diferite alte considerente — materii prime, apropierea de consumator etc. — s-au creat și se creează diverse industrii la distanțe mai mult sau mai puțin depărtate de mină, problema alimentării acestor întreprinderi cu astfel de combustibil trebuie atent analizată, pentru a obține la consumator un preț cît mai redus pentru unitatea calorică utilă.

*) *Prezentul studiu tehnico-economic a fost întocmit în cadrul activității științifice a Catedrei de „Chimizarea Combustibililor" de la Institutul Politehnic București, în colaborare cu Secția de Tehnologia Combustibililor solizi a Institutului de Energetică al Academiei R.P.R.*

Deoarece, în mod logic, se ridică în acest caz, în primul rînd, problema folosirii lignitului brut ca atare sau după o prelucrare sumară, în cele ce urmează vom analiza aspectele tehnico-economice ale folosirii energetice a lignitului brut şi ciuruit, atît la locul de producţie cît şi la consumator.

Caracteristicile chimico-tehnice ale lignitilor romineşti

Caracteristicile cărbunilor bruni lemnoşi — ale lignitilor — din ţara noastră variază între limite largi, de la un zăcămînt la altul. Variază îndeosebi conţinutul de cenuşă şi umiditate, ambele influenţînd la rîndul lor, puterea calorifică. Spre exemplificare, dăm în tabela 1 caracteristicile chimico-tehnice medii ale cîtorva lignit din diferite regiuni din ţară.

Tabela 1

Caracteristicile chimico-tehnice ale cîtorva lignit romineşti

Nr. crt.	Mina	Caracteristici chimico-tehnice			
		Cen %	U_t %	M.C. %	P_i^{mc} kcal/kg
1	Căpeni	22—25	40—42	38—34	5760
2	Filipeşti	27—30	30—32	43—39	5850
3	Derna (Burumlaca)	30—32	34—35	36—32	5700
4	Ojasca	34—36	23—25	43—39	5900
5	Sărmăşag	32—34	33—35	35—31	6000

Variaţiile mari în conţinutul de balast de la o mină la alta se accentuează şi mai mult, îndeosebi, în ceea ce priveşte conţinutul de cenuşă, chiar la cărbunii de la aceeaşi mină, la diferite sorturi granulometrice. Limitele de variaţie ale conţinutului de balast, la cîteva tipuri de lignit, pe sorturi granulometrice, sînt redate în tabela 2.

Tabela 2

Limite de variaţie ale conţinutului de balast la lignitii romineşti

Nr. crt.	Mina	Sort granulometric mm	Limite de variaţie pt.	
			U_t %	Cen_{105} %
1	Căpeni	0— 30	39,5—41,5	30 —32
		30—350	41,5—43,5	19 —21
2	Filipeşti	0— 30	26,5—28,5	44 46
		30—350	32 —34	21,5—25,5
3	Derna	0—30	31,4—33,4	42 —44
		30—350	36,5—38,3	23 —25
4	Ojasca	0—30	22,5—24,5	43,5—45,5
		30—350	25 —26	29 —31
5	Sărmăşag	0—30	30,5 - 32,5	41 —43
		30—350	35 —37	30 —32
6	Chiejd	0—30	30 —32	41 —43
		30—350	36,5—33,5	28,5—30,5
7	Bobota	0—30	33,5—35,5	43 —45
		30—350	36,5—38,5	25,5—27,5

Judecînd numai după conţinutul de balast din lignitii noştri, aşa cum reiese din tabelele 1 şi 2, apare clar că valoarea energetică a acestor combustibili, la consumator, raportată la tona de combustibil, va fi diferită. Valoarea energetică a unui cărbune este condiţionată, în primul rînd, de puterea sa calorifică; aceasta, la rîndul său, variază în primul rînd în funcţie de conţinutul de balast — umiditate şi cenuşă — din cărbune. Umiditatea mai ridicată în cărbune influenţează negativ puterea sa calorifică, atît prin micşorarea conţinutului procentual de masă combustibilă din cărbune, cît şi prin căldura latentă de vaporizare consumată din conţinutul caloric total al cărbunelui, pentru evaporarea ei în focar şi degajarea ei sub formă de vapori pe coş, împreună cu gazele arse.

Conţinutul ridicat de umiditate al unor cărbuni nu ridică astăzi probleme tehnice nerezolvate în valorificarea lor. Tehnica modernă a rezolvat economic, atît problema uscării cărbunilor folosiţi pentru scopuri tehnologice — prin tobe de uscare cu gaze arse, uscătoare tubulare cu aburi etc. —, cît şi problema uscării ieftine a cărbunilor folosiţi la termocentrale — în mori cu ventilator, antefocar etc.

Roca sterilă din cărbune şi îndeosebi sterilul din lignitii, ridică probleme tehnice mult mai grele. Pînă în prezent toate încercările efectuate în acest domeniu de Kirchberg [1], Hentzschel [2], ş.a., nu au dus la găsirea unei căi, economic valabilă, de epurare a cărbunilor bruni amorfi sau lignitici cu conţinut iniţial ridicat de rocă sterilă.

Dacă procentul mare de cenuşă poate să devină uneori prohibitiv pentru anumite utilizări tehnologice ale lignitului — semicarbonizare, brichetare etc. — adesea, el ridică o serie de probleme tehnice şi tehnico-economice chiar la cea mai simplă formă de utilizare: arderea sa ca atare în termocentrale.

Analizînd posibilitatea utilizării în diferite domenii a cărbunilor bogaţi în balast, constatăm o întreagă gamă de neajunsuri, menţionate de o serie de cercetători [3, 4, 5 etc.], neajunsuri ce apar la folosirea acestor cărbuni în termocentrale. Astfel, randamentul termic al cazanului scade liniar şi o dată cu el şi productivitatea sa specifică. Necesarul de cărbune creşte; creşte deci costul combustibilului şi al transportului, creşte procentul de cărbune nears în zgură şi se măresc cheltuielile de evacuare a cenuşii. Investiţiile necesare pentru o capacitate dată cresc, de asemenea, în raport cu numărul mai mare de cazane şi creşte totodată şi rezerva de instalaţii necesare pentru nivelarea fluctuaţiilor provocate de conţinutul ridicat şi variabil de cenuşă. Datorită cantităţii mai mari de cărbune necesar, creşte numărul morilor — în cazul arderii cărbunelui praf — şi creşte necesarul de energie pentru consum propriu. Uzura morilor, grătarului, ţevilor, este de asemenea mai mare. Deservirea este mai greoaie, manopera necesară mai multă şi costul întreţinerii mai ridicat.

Dacă, totuşi, aceste deficienţe şi încă multe altele, sînt inevitabile, efectul lor poate fi simţitor redus prin alegerea justă a tipului de combustibil, de focar şi de cazan şi printr-o justă gospodărire energetică.

Costul unităţii calorice la locul de extracţie.

Datorită faptului că în minele noastre exploatarea lignitului se face în genere în subteran, datori-

tă productivităţilor oarecum apropiate ale diferitelor exploatări, preţul de revenire al cărbunelui, la diferite mine, nu variază în limite mari. Variind însă conţinutul de cenuşă, şi deci şi puterea calorifică, costul unităţii calorice la mină va varia în mod sensibil pentru fiecare cărbune în parte.

Astfel, luînd ca unitate calorică de referinţă milionul de kcal, costul acestuia la mină, C^m_{MIO} se poate calcula după relaţia:

$$C^m_{MIO} = \frac{C^m_t}{P_i} \cdot 1\,000 \text{ (lei/}MIO\text{ kcal)} \qquad (1)$$

unde:

C^m_t este costul cărbunelui la mină, în lei/t, şi

P_i — puterea sa calorifică, inferioară, kcal/kg.

Puterea calorifică inferioară, P_i a cărbunelui nu redă în mod real valoarea energetică utilă a

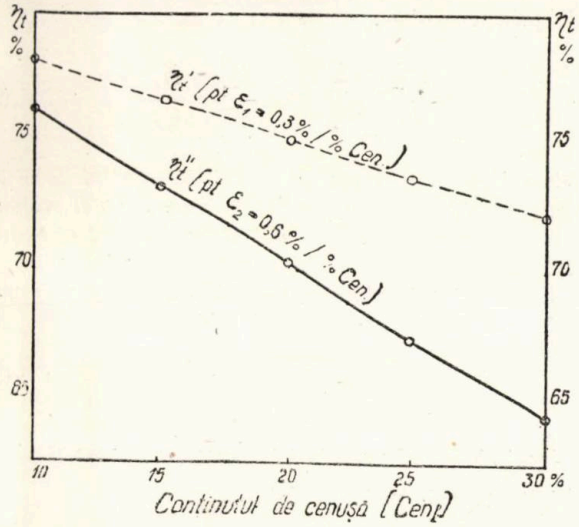


Fig. 1. Variaţia randamentului termic η_t în funcţie de conţinutul de cenuşă din cărbune

cărbunelui, deoarece, chiar la aceeaşi putere calorifică inferioară, cu creşterea conţinutului de cenuşă, scade randamentul termic al cazanului. Scăderea randamentului este mai accentuată la focare cu grătare lanţ decît la focare cu arderea cărbunelui sub formă de praf. Scăderea randamentului reprezintă în medie, după Rammler [3], 0,5—0,7% pentru fiecare procent de cenuşă în plus, la focarele cu grătar, şi 0,25—0,35% pentru fiecare procent de cenuşă în plus, la arderea cărbunelui praf.

In fig. 1 este reprezentată grafic variaţia randamentului termic η_t, în funcţie de conţinutul de cenuşă din cărbune pentru ε_1=0,6 şi pentru $\varepsilon_2 = 0,3$ (ε = scăderea randamentului termic, η_t, în %/% cenuşă în plus).

In funcţie de randamentul termic respectiv, la ardere, aşa cum reiese din graficul din fig. 1, conţinutul caloric total al combustibilului va fi transformat, în măsură mai mare sau mai mică, în căldură utilă.

In acest caz, valoarea energiei calorice utile Q a cărbunelui, se poate exprima prin relaţia:

$$Q = P_i \cdot \eta_t \text{(kcal/kg)} \qquad (2)$$

Cum consumatorul de combustibil foloseşte numai energia calorică utilă Q a cărbunelui, pentru aprecierea tehnico-economică a valorii combustibililor, este mult mai justă luarea în considerare a acestei mărimi în locul puterii calorifice inferioare, P_i. Trebuie să menţionăm de la început că, deşi mai apropiat de realitate decît puterea calorifică inferioară, nici acest etalon nu epuizează complet multitudinea de aspecte în aprecierea valorii energetice a cărbunelui. Totuşi, deoarece în genere folosirea în calcul a acestui etalon dă valori apropiate de cele practice, îl vom folosi în relaţiile următoare.

Astfel, analog lui C^m_{MIO}, costul milionului de kcal, la mină $C^m_{MIO_{ut}}$, va fi dat de relaţia:

$$C^m_{MIO_{ut}} = \frac{C^m_{MIO}}{\eta_t} = \frac{C^m_t \cdot 1\,000}{P_i \cdot \eta_t} \text{ (lei/}MIO\text{ kcal)} \qquad (3)$$

Din relaţia (3) reiese clar că reducerea preţului de cost al unităţii calorice utile furnizate consumatorului la mină, este condiţionată de micşorarea preţului de cost al combustibilului la mină şi de creşterea randamentului termic, η_t, la ardere. Cum într-o instalaţie dată, bine pusă la punct, pentru un anumit combustibil dat, η_t, are variaţii infime

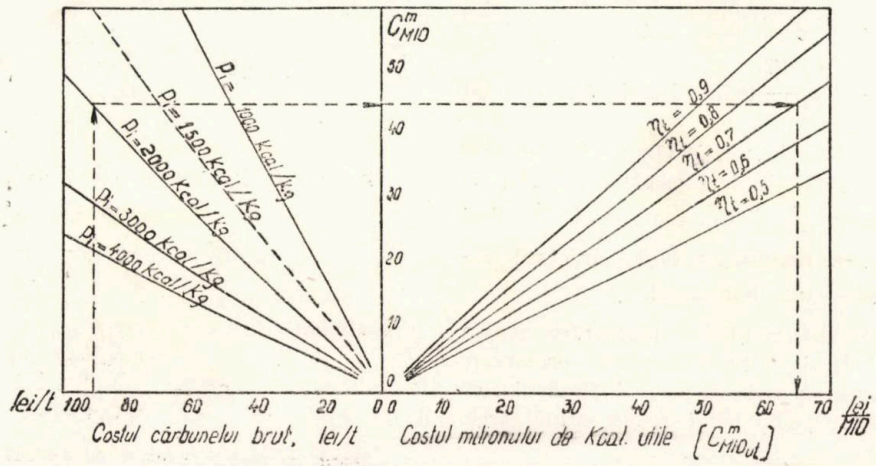


Fig. 2. Variaţia costului milionului de kcal utile, $C^m_{MIO_{ut}}$, la locul de extracţie, în funcţie de variaţia factorilor P_i, η_t şi C^m_t.

reducerea prețului de cost al energiei calorice utile la consumator trebuie urmărită pe linia micșorării prețului de cost al tonei de combustibil la mină.

Influența factorilor menționați mai sus, C_t^m, P_i și η_t, asupra costul milionului de kcal utile la locul de extracție, este arătată în fig. 2.

Costul produselor rezultate prin ciuruirea cărbunelui brut

În baza aspectului general prezentat mai sus, vom analiza comparativ în cele ce urmează, aspectul tehnico-economic și valoarea energetică utilă a produselor prelucrării sumare a lignitului — ciuruirea — în raport cu cea a lignitului brut.

Astfel, dacă prin ciuruirea lignitului brut A_0 la mină, obținem două sorturi de cărbune A_1 și A_2, în cantitățile corespunzătoare a_1 și a_2, avînd puterea calorifică inferioară P_{i2}, respectiv P_{i1}, și randamentele termice respective în instalația dată η_{t_1} și η_{t_2}, atunci între costul combustibilului brut și cel al produselor obținute prin prelucrare, apare următoarea relație:

$$C_{t_0}^m + C_{pr} = C_{t_0}^m \cdot a_1 + C_{t_2}^m \cdot a_2 \qquad (4)$$

unde:

$C_{t_0}^m$ este costul lignitului brut, A_0, la mină (lei/t);

$C_{t_1}^m$ și $C_{t_2}^m$ — costul produselor A_1 și A_2 rezultate din prelucrare, la mină (lei/t);

C_{pr} — costul prelucrării (lei/t);

a_1 și a_2 — cotele respective în greutate din fracțiunile A_1 și A_2, rezultate prin prelucrarea unei tone de lignit A_0, unde $a_1+a_2=1$.

Costul milionului de kcal utile la lignitul brut A_0 și la produsele A_1 și A_2 obținute prin ciuruire va fi:

$$C_{MIO_0 ut}^m = \frac{C_{t_0}^m \cdot 1\,000}{Q_0} \text{ (lei/}MIO\text{ kcal utile)} \qquad (5)$$

$$C_{MIO_1 ut}^m = \frac{C_{t_1}^m \cdot 1\,000}{Q_1} \text{ (lei/}MIO\text{ kcal utile)} \qquad (6)$$

$$C_{MIO_2 ut}^m = \frac{C_{t_2}^m \cdot 1\,000}{Q_2} \text{ (lei/}MIO\text{ kcal utile)} \qquad (7)$$

Dintre mărimile ce apar în relația (4), pentru un procedeu dat și la un anumit tip de combustibil, rămîn de calculat numai valorile $C_{t_1}^m$ și $C_{t_2}^m$. Toate celelalte valori $C_{t_0}^m$, C_{pr}, a_1 și a_2 — rezultă din însăși procesul tehnologic respectiv sau sînt date inițial.

Pentru repartizarea cheltuielilor de prelucrare asupra celor două fracțiuni A_1 și A_2 rezultate prin prelucrare și pentru determinarea prețului de cost al fiecărui sort de cărbune în parte, se poate porni de la următoarele premize diferite:

a) ambele produse A_1 și A_2, obținute prin prelucrare, sînt destinate aceleiași utilizări (de ex. arderea în instalații adecvate fiecărui sort în parte); în acest caz, costurile unităților calorice utile, furnizate de cele 2 sorturi de cărbune, trebuie să fie egale între ele;

b) unul din produsele prelucrării, A_1, este destinat a substitui cărbunele brut, folosit anterior în acel domeniu (de exemplu: arderea la termocentrale), celălalt sort, A_2, fiind destinat unei alte utilizări tehnologice (de exemplu: brichetarea); în acest caz prețul de cost al unității calorice la combustibilul de substituire — A_1 — trebuie să nu depășească prețul unității calorice al combustibilului A_1, fiind cel mult egal cu acesta.

A) Luînd în considerare primul caz — conform premizei de la pct. a — rezultă că la locul de extracție costul milionului de kcal utile trebuie să fie egal pentru ambele sorturi A_1 și A_2, obținute prin prelucrare, adică:

$$C_{MIO_1 ut}^m = C_{MIO_2 ut}^m \qquad (8)$$

de unde rezultă, conform relațiilor (6) și (7), următorul raport dintre costurile fracțiunilor rezultate prin ciuruire:

$$\frac{C_{t_1}^m}{Q_1} = \frac{C_{t_2}^m}{Q_2} \text{ sau } \frac{C_{t_1}^m}{C_{t_2}^m} = \frac{Q_1}{Q_2} \qquad (9)$$

Din relația (9) rezultă că prețul de cost al tonei de produs prelucrat (A_1 sau A_2) la mină, va fi proporțional cu conținutul caloric util al produsului respectiv.

Calculul prețului de cost pe tonă, la combustibilii A_1 și A_2 obținuți prin ciuruire, rezultă din relațiile de mai jos. Relația (9) se poate scrie și sub forma:

$$C_{t_2}^m = C_{t_1}^m \frac{Q_2}{Q_1} \text{ (lei/t)} \qquad (10)$$

Înlocuind $C_{t_2}^m$ din relația (4) prin valoarea sa stabilită în relația (10) de mai sus, obținem:

$$C_{t_0}^m + C_{pr} = C_{t_1}^m \cdot a_1 + C_{t_1}^m \cdot \frac{Q_2}{Q_1} \cdot a_2 \qquad (11)$$

sau

$$C_{t_0}^m + C_{pr} = C_{t_1}^m \left(a_1 + \frac{Q_2}{Q_1} a_2 \right) \qquad (12)$$

de unde, scoțînd valoarea lui $C_{t_1}^m$, obținem:

$$C_{t_1}^m = \frac{C_{t_0}^m + C_{pr}}{a_1 + \frac{Q_2}{Q_1} \cdot a_2} \text{ (lei/t)} \qquad (13)$$

Relația (13) se poate scrie și sub forma:

$$C_{t_1}^m = \frac{Q_1 \left(C_{t_0}^m + C_{pr} \right)}{a_1 Q_1 + a_2 Q_2} \text{ (lei/t)} \qquad (14)$$

și analog

$$C_{t_2}^m = \frac{Q_2 \left(C_{t_0}^m + C_{pr} \right)}{a_1 Q_1 + a_2 Q_2} \text{ (lei/t)} \qquad (15)$$

Dacă în anumite limite de aproximație, acceptabile în practică, considerăm valabilă relația:

$$Q_0 \cong a_1 Q_1 + a_2 Q_2, \qquad (16)$$

atunci relaţiile (14) şi (15) devin:

$$C^m_{t_1} \cong \frac{Q_1\left(C^m_{t_0}+C_{pr}\right)}{Q_0} \text{ (lei/t)} \qquad (17)$$

şi

$$C^m_{t_2} \cong \frac{Q_2\left(C^m_{t_0}+C_{pr}\right)}{Q_0} \text{ (lei/t)} \qquad (18)$$

sau înlocuind

$$\frac{Q_1}{Q_0} \text{ cu } I_1 \text{ şi } \frac{Q_2}{Q_0} \text{ cu } I_2$$

unde I_1 şi I_2 reprezintă indicii de concentrare ai conţinutului caloric util al fracţiunilor A_1 şi A_2 prin prelucrare, rezultă:

$$\boxed{C^m_{t_1} \cong I_1\left(C^m_{t_0}+C_{pr}\right)} \text{ (lei/t)} \qquad (19)$$

şi

$$\boxed{C^m_{t_2} \cong I_2\left(C^m_{t_0}+C_{pr}\right)} \text{ (lei/t)} \qquad (20)$$

Întrucît la aceeaşi mină, într-un anumit interval de timp şi la un procedeu de prelucrare dat, atît $C^m_{t_0}$ cît şi C_{pr} nu vor varia sensibil, suma lor poate fi considerată — cu aproximaţie — constantă, adică:

$$C^m_{t_0}+C_{pr}=K.$$

Relaţiile (19) şi (20) devin astfel:

$$\boxed{C^m_{t_1} = K\,I_1} \text{ (lei/t)} \qquad (21)$$

şi

$$\boxed{C^m_{t_2} = K\,I_2} \text{ (lei/t)} \qquad (22)$$

Din relaţiile (21) şi (22) reiese clar că preţul de cost al tonei de combustibil, la fracţiunile A_1 sau A_2, rezultate prin prelucrare, va fi mai mare sau mai mic în funcţie de valoarea indicelui de concentrare — prin prelucrare a conţinutului caloric util al combustibilului.

În fig. 3 se dă nomograma pentru calculul practic al preţului de cost al fracţiunilor obţinute prin prelucrare.

În realitate însă, primul caz, aşa cum a fost analizat în baza premizei a), se întîlneşte rar. În practică, prelucrarea se face tocmai în scopul obţinerii unor produse diferite calitativ şi avînd deci şi utilizări diferite, aşa cum se va analiza conform premizei b).

B) Prin ciuruirea unui cărbune brut, A_0, se obţin în genere două produse A_1 şi A_2, din care unul este de calitate mai bună, iar al doilea de calitate mai proastă decît cărbunele brut iniţial. Aceasta se face de obicei în scopul de a obţine cel puţin o cotă parte cărbune de calitate superioară, susceptibilă a suporta economic, fie o prelucrare mai complexă ulterioară, fie transportul la distanţe mai mari. Numai fracţiunea de calitate inferioară rezultată prin prelucrare, ar urma să capete, conform premizei b), eventual aceeaşi utilizare ca şi cea a combustibilului brut (de ex.: arderea în termocentrală la locul de extracţie). În acest caz însă, costul unităţii calorice utile obţinute prin arderea fracţiunii de cărbune de calitate mai proastă decît cărbunele brut iniţial, nu poate fi în nici un caz mai ridicat decît cel al unităţii calorice obţinute din cărbunele brut.

Deci, dacă din produsele A_1 şi A_2 obţinute prin ciuruire, considerăm, în mod arbitrar, că produsul A_1 ar fi produsul de calitate inferioară, egalînd costul milionului de kcal utile ale acestui produs cu costul milionului de kcal utile ale produsului brut, obţinem relaţia:

$$C^m_{MIO_1 ut} = C^m_{MIO_0 ut} \qquad (23)$$

şi, analog relaţiei (9), se poate scrie:

$$\frac{C^m_{t_0}}{C^m_{t_1}} = \frac{Q_0}{Q_1} \qquad (24)$$

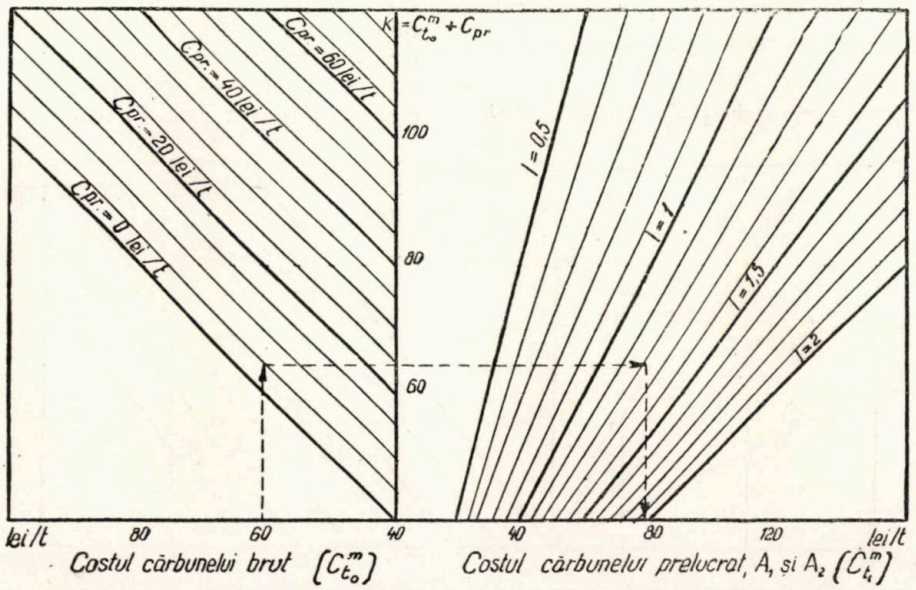


Fig. 3. Nomogramă pentru calculul preţului de cost pe tona de combustibil la mină la fracţiunile rezultate prin ciuruire, în funcţie de variaţia indicelui de concentrare, prin prelucrare, a conţinutului caloric util.

de unde, costul tonei de combustibil prelucrat, la fracțiunea de calitate inferioară, A_1, se poate calcula conform relației:

$$C^m_{t_1} = \frac{Q_1}{Q_0} \cdot C^m_{t_0} \text{ (lei/t)} \qquad (25)$$

sau

$$\boxed{C^m_{t_1} = I_1 \, C^m_{t_0}} \text{ (lei/t)} \qquad (26)$$

Fig. 4 prezintă variația costului tonei de combustibil prelucrat A_1 în funcție de indicele de concentrare a conținutului caloric util al combustibilului.

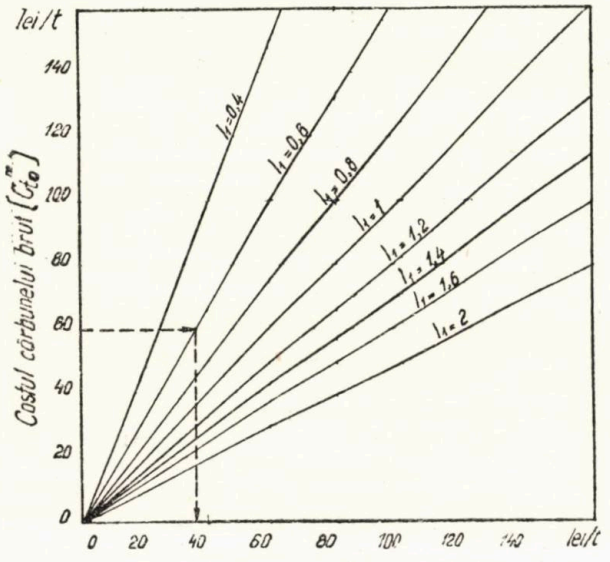


Fig. 4. Variația prețului de cost pe tonă a fracțiunii A_1, în funcție de variația valorii indicelui de concentrare a conținutului caloric util al combustibilului.

Costul tonei de combustibil prelucrat A_2, se poate calcula ca mai jos, înlocuind în ecuația (4) pe $C^m_{t_1}$ cu valoarea stabilită pentru acesta, în relația (25):

$$C^m_{t_0} + C_{pr} = a_1 I_1 \cdot C^m_{t_0} + a_2 C^m_{t_2} \qquad (27)$$

de unde

$$C^m_{t_2} = \frac{C^m_{t_0}\left(1 - a_1 I_1\right) + C_{pr}}{a_2} \text{ (lei/t)} \qquad (28)$$

și, întrucît, conform relației (16), am acceptat că în anumite limite de aproximație

$$a_1 I_1 + a_2 I_2 = 1 \qquad (29)$$

de unde

$$1 - a_1 I_1 = a_2 I_2 \qquad (30)$$

Introducînd această relație în (28), obținem

$$\boxed{C^m_{t_2} = \frac{C_{pr}}{a_2} + C^m_{t_0} \cdot I_2} \text{ (lei/t)} \qquad (31)$$

In fig. 5 se dă metoda grafică de calcul a costului cărbunelui prelucrat, A_2, conform formulei de mai sus.

Luînd în considerare că produsul A_1, bogat în balast, reprezintă oarecum un deșeu al prelucrării și că prețul său de cost pe tonă ar trebui să fie cît mai redus, metoda de calcul după varianta a doua trebuie considerată cea mai justă și aplicată în practică.

Costul combustibilului brut și prelucrat la consumatori situați la diferite distanțe de mină

Necesitatea asigurării cu combustibil a întreprinderilor situate la diferite distanțe de mină, impune adesea efectuarea unor transporturi masive de combustibili, la distanțe mai mari sau mai mici de locul de extracție. Aceste transporturi scumpesc costul tonei de combustibil la consumator și ridică prețul de cost al unității calorice utile.

Tariful de transport pe calea ferată, aplicat actualmente la combustibilii solizi — lignit, huilă, brichete etc. —, variază numai în funcție de tonaj și distanță, fără a ține seama de puterea calorifică a combustibililor respectivi. Puterea calorifică însă, și deci și conținutul caloric util, la diferiți combustibili solizi, este diferit. In aceste condiții, deși cheltuielile de transport — pentru tonaje și distanțe egale — sînt egale, creșterea prețului de cost pe unitatea calorică utilă, pentru diferiți com-

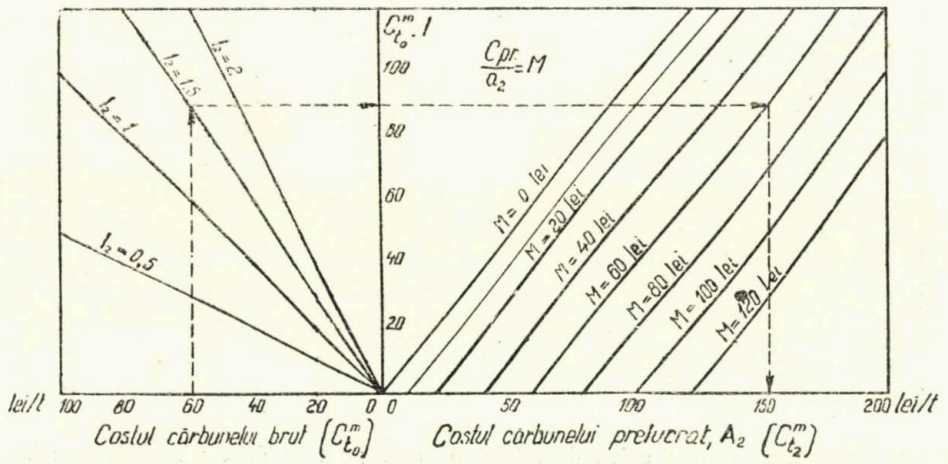


Fig. 5. Nomogramă pentru calculul costului cărbunelui prelucrat A_2, conform relației (31)

bustibili solizi, la consumator, nu este egală. Creşterea preţului de cost, datorită transportului pentru fiece unitate calorică utilă, este cu atît mai mare, cu cît conţinutul caloric util pe tona de combustibil transportat este mai mic.

Variaţia tarifului de transport pentru combustibili solizi, pe calea ferată, în funcţie de distanţă, este arătată în diagrama din fig. 6.

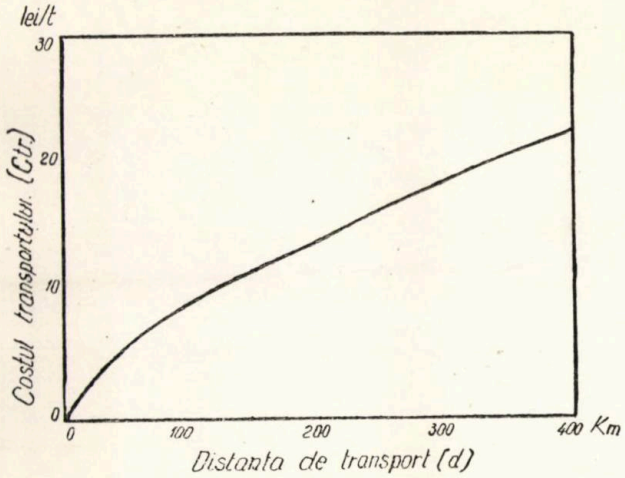


Fig. 6. Variaţia tarifului de transport pentru combustibili solizi, pe calea ferată, în funcţie de distanţă.

Dacă însemnăm cu C_{tr} costul transportului de la locul de extracţii pînă la consumator, atunci costul tonei de combustibil brut sau prelucrat — A_0 respectiv A_1 sau A_2 — la consumator, va fi dat la relaţia:

$$C^c_{t_0} = C^m_{t_0} + C_{tr} \text{ (lei/t)} \qquad (32)$$

pentru cărbunele brut, A_0, şi de relaţiile:

$$C^c_{t_1} = C^m_{t_1} + C_{tr} \text{ (lei/t)} \qquad (33)$$

şi

$$C^c_{t_2} = C^m_{t_2} + C_{tr} \text{ (lei/t)} \qquad (34)$$

pentru produsele A_1 şi A_2, rezultate prin prelucrare.

Inlocuind pe $C^m_{t_1}$ şi $C^m_{t_2}$ cu valorile lor stabilite prin relaţiile (23) şi (31), obţinem:

$$C^c_{t_1} = I_1 C^m_{t_0} + C_{tr} \text{ (lei/t)} \qquad (35)$$

şi

$$C^c_{t_2} = I_2 C^m_{t_0} + \frac{C_{pr}}{a_2} + C_{tr} \text{ (lei/t)} \qquad (36)$$

Costul unităţii calorice utile, respectiv al milionului de kcal utile, $C^c_{MIO\ ut}$, la consumator, pentru produsele A_0, A_1 şi A_2 menţionate mai sus, va fi dat de relaţiile:

$$C^c_{MIO_0 ut} = \frac{\left(C^m_{t_0} + C_{tr}\right) \cdot 1\,000}{Q_0} \text{ (lei/}MIO\text{ kcal utile)} \qquad (37)$$

$$C^c_{MIO_1 ut} = \frac{\left(I_1 C^m_{t_0} + C_{tr}\right) \cdot 1\,000}{Q_1} \text{ (lei/}MIO\text{ kcal utile)} \qquad (38)$$

$$C^c_{MIO_2 ut} = \frac{\left(I_2 C^m_{t_0} + \frac{C_{pr}}{a_2} + C_{tr}\right) \cdot 1\,000}{Q_2} \text{ (lei/}MIO\text{ kcal utile)} \qquad (39)$$

Relaţiile (36) şi (39) prezintă cazul cel mai general. Prin egalarea unora dintre termeni cu zero C_{tr}, C_{pr} sau a altora cu 1 (I_2), se poate ajunge la cazurile particulare respective corespunzătoare relaţiilor (32), (35), (37) şi (38).

Sub formă generală relaţiile (36) şi (39) se vor scrie:

$$C^c_{t_i} = I_i C^m_{t_0} + \frac{C_{pr}}{a_i} + C_{tr} \text{ (lei/t)} \qquad (40)$$

şi

$$C_{MIO_i ut} = \frac{\left(I_i C^m_{t_0} + \frac{C_{pr}}{a_i} + C_{tr}\right) \cdot 1\,000}{Q_i} \text{ (lei/}MIO\text{ kcal utile)} \qquad (41)$$

în care indicele i se referă la combustibilul respectiv la care se aplică relaţia dată.

Luînd în considerare toţi parametrii ce intervin în relaţia (41) s-a întocmit, în fig. 7, nomograma pentru calculul preţului de cost pe tonă şi milionul de kcal utile, la consumator, pentru cărbune brut şi prelucrat. Nomograma poate fi aplicată la diferiţi combustibili solizi şi la diferite procese de prelucrare a acestora (brichetare, ciuruire, deshidratare etc.), permiţînd o comparaţie a preţurilor de cost — pe tonă şi unitate calorică utilă — la locul de extracţie sau la consumatori situaţi la o anumită distanţă de mină. Trebuie menţionat că diferite nomograme de calcul au fost propuse de numeroşi cercetători cu mulţi ani în urmă, [6, 7, 8]. Ele folosesc însă în genere, ca parametru, *„puterea calorifică inferioară"* a combustibililor şi nu permit compararea directă a costului pe *unitatea calorică utilă* la consumator.

Pentru aplicarea nomogramei menţionate mai sus, se dau în fig. 8, 9 şi 10 diagrame pentru determinarea directă a parametrilor Q, M şi I, folosiţi în nomogramă.

In cazul lignitului brut, pornind de la costul tonei de cărbune brut la mină, se va considera pe nomogramă: $I = 1$, $M = 0$, $d = 0{,}100$ sau 300 km — după cum acesta este folosit chiar la locul de extracţie sau la un consumator situat la 100 sau 300 km de mină — şi Q, corespunzător puterii calorifice inferioare şi randamentului termic respectiv, la ardere, (conform diagramei din fig. 8), pentru combustibilul dat.

In cazul folosirii nomogramei pentru calculul preţurilor corespunzătoare valorilor termoenergetice utile ale produselor rezultate la prelucrarea cărbunelui brut, atunci, pentru produsele concentrate — de calitate superioară cărbunelui brut, iniţial — I va fi supraunitar şi M va corespunde unei repartizări integrale a cheltuielilor de prelucrare asupra acestor produse; la produsele inferioare rezultate prin prelucrare, I va fi subunitar şi M va fi luat zero.

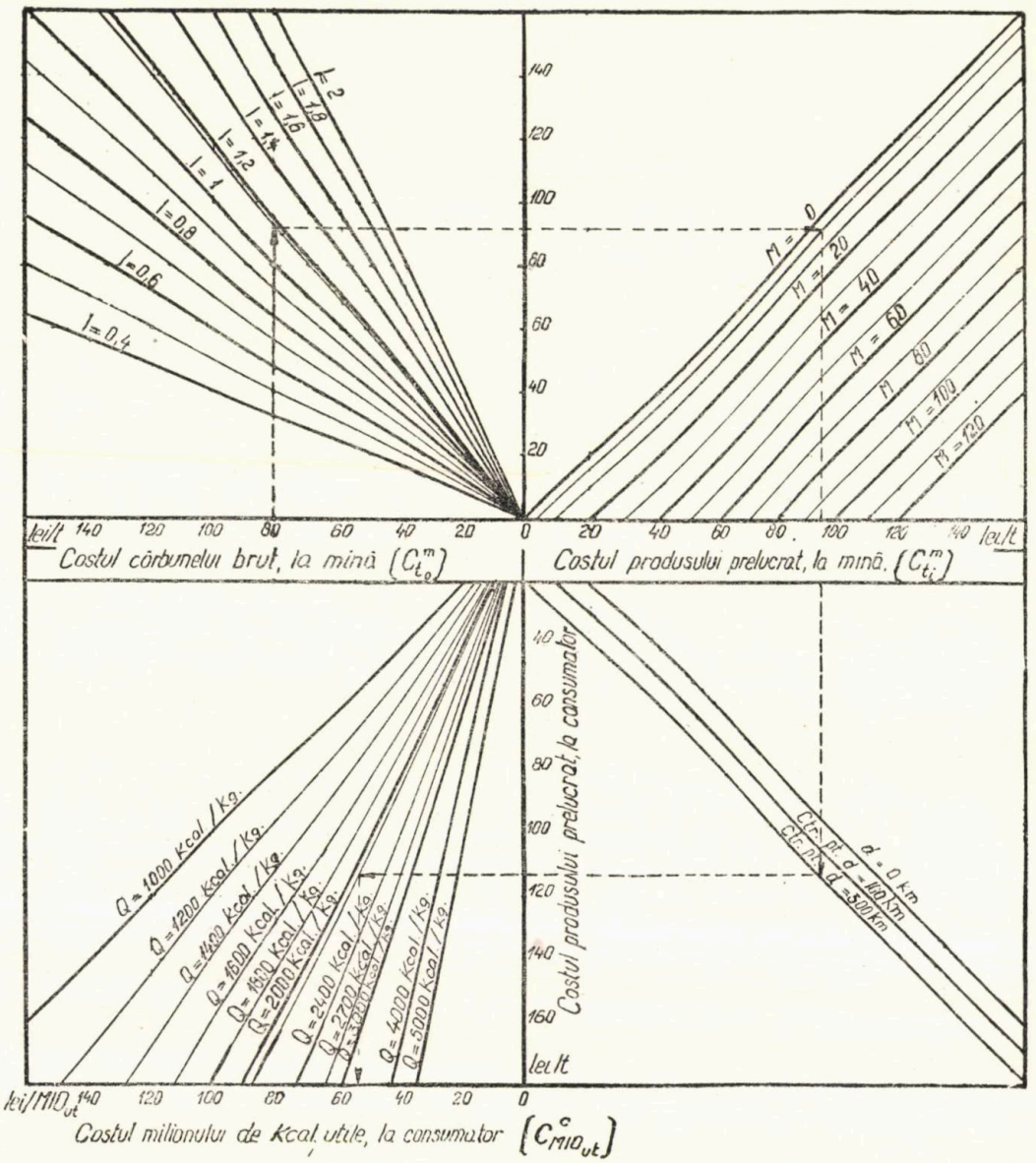


Fig. 7. Nomogramă pentru calculul preţului de cost pe tonă şi milionul de kcal utile, la consumator, pentru cărbune brut şi prelucrat.

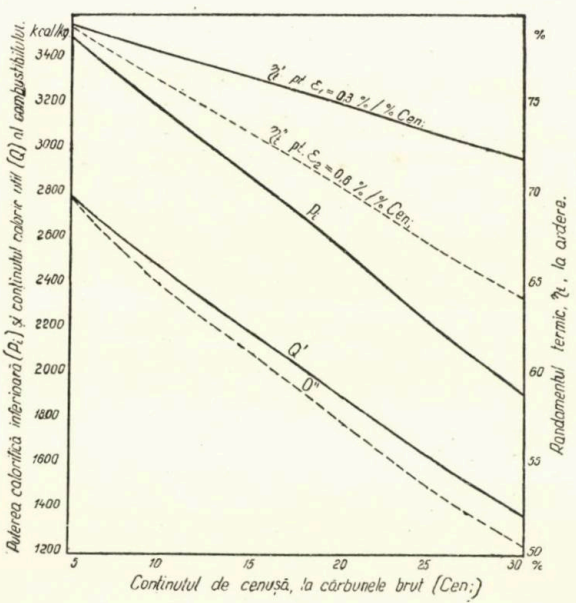


Fig. 8. Variaţia puterii calorifice inferioare (P_i), a randamentului termic, la ardere, (η_t) şi a conţinutului caloric util (Q), la cărbune brun lemnos (lignit), în funcţie de creşterea procentului de cenuşă din cărbune (Cen_i).

Analiza aspectelor tehnico-economice ale cîtorva forme de prelucrare a ligniţilor, în baza nomogramei de calcul stabilite.

In cele ce urmează se vor prezenta, comparativ, aspectele tehnico-economice ale cîtorva căi de prelucrare a ligniţilor şi de folosire a lor la consumator. Pentru exemplificare, se va folosi în calcul un lignit cu caracteristicile chimico-tehnice medii, aşa cum rezultă din tabela 2 (Cap. B).

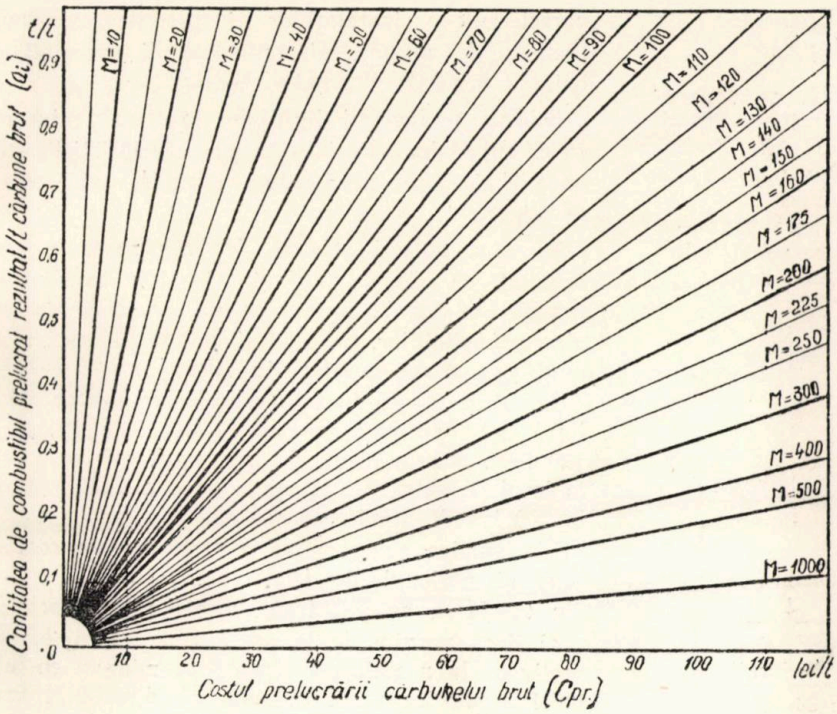


Fig. 9. Variaţia costului prelucrării pe tona de combustibil prelucrat în funcţie de cantitatea de combustibil prelucrat rezultat dintr-o tonă de cărbune brut.

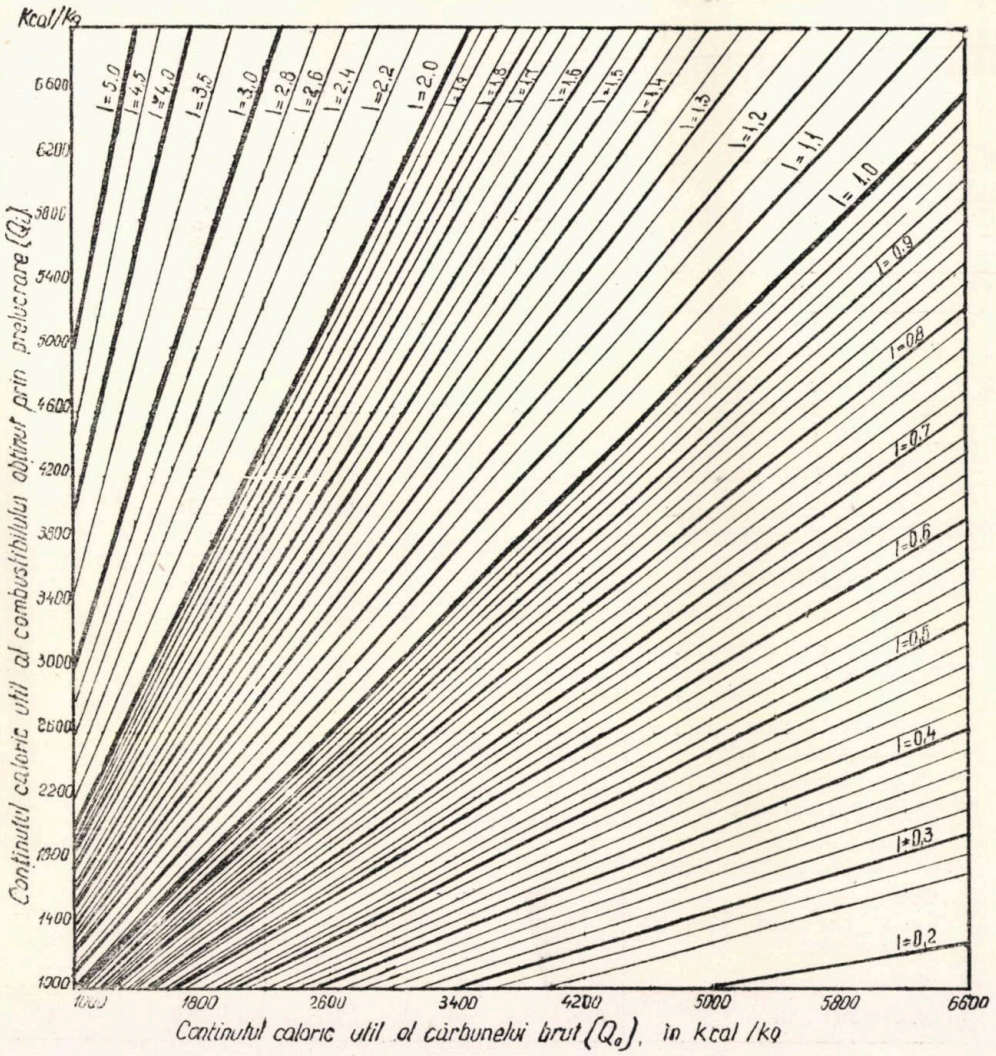
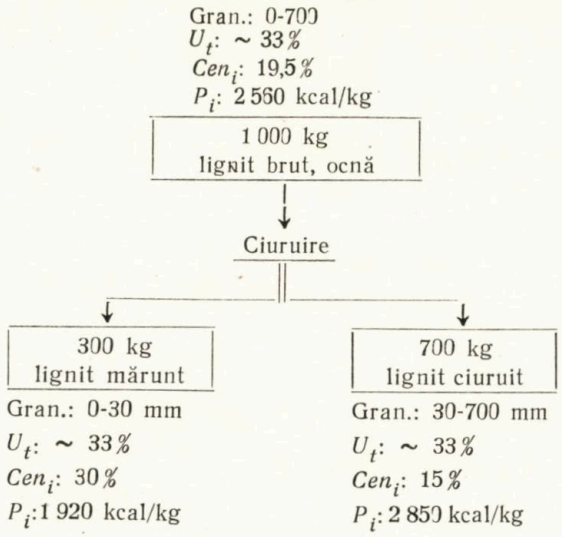


Fig. 10. Determinarea indicelui de concentrare, prin prelucrare.

1) Analiza tehnico-economică a prelucrării lignitului brut, prin ciuruire

Prin ciuruirea lignitului brut, ocnă, se separă în genere două clase granulometrice : 0 — 30 şi >30 mm. Acestor produse, obţinute prin prelucrare, li se pot da fie utilizări asemănătoare în instalaţii diferite, fie chiar utilizări diferite.

Domeniul de utilizare al fiecărui sort granulometric în parte este condiţionat de caracteristicile chimico-tehnice ale sortului respectiv, de natura şi caracteristicile instalaţiilor industriale consumatoare şi de anumite disponibilităţi şi necesităţi în balanţa generală a combustibililor.



Schema prelucrării lignitului brut prin ciuruire, cu bilanţul de materiale şi cu caracteristicile chimico-tehnice ale produselor rezultate, este redată în schema 1.

In baza acestei scheme de prelucrare, în conformitate cu relaţiile (40) şi (41) şi în baza nomogramei din fig. 7, se pot calcula preţurile de cost ale combustibililor, pe tonă şi unitate calorică utilă, după cum se exemplifică în tabela 3.

In tabela 3, s-a luat în considerare pentru calcul lignit brut, cu preţ de cost la mină de 40, 80 şi 120 lei/t. S-a analizat, de asemenea, atît utilizarea la locul de extracţie, cît şi la un consumator situat la 300 km de mină.

Din analiza comparativă a preţurilor de cost pe tonă şi milionul de kcal utile, aşa cum reiese din tabela 3, se pot trage următoarele concluzii :

a) dacă pornim de la premiza de calcul **b,** respectiv de la necesitatea egalării la mină a costului unităţii calorice utile, obţinute fie din lignit brut, fie din lignit mărunt, atunci preţul de cost pe tona de combustibil prelucrat, rezultă din calcul sau din nomogramă, aşa cum este redat în tabela exemplificativă 3 ;

Tabela 3

Nr.crt.	Elemente de calcul	Simbol	Unitatea de măsură	Caracteristici chimico-tehnice şi indici tehnico-ecnomici comparativi		
1	2	3	4	5	6	7
1	Combustibilul folosit:	—	—	lignit brut	lignit mărunt	lignit ciuruit
2	Caracteristicile chimico-tehnice ale combustibilului:					
	— Umiditate:	U_t	%	33	33	33
	— Cenuşă :	Cen_i	%	19,5	30	15
	— Puterea calorifică inf.:	P_i	kcal/kg	2550	1920	2850
3	Randament termic:					
	pt. $\varepsilon = 0{,}6\%/\%\ Cen_i$	t_i	%	70,7	64,4	73,4
4	Conţinut caloric util:	Q_i	kcal/kg	1810	1230	2090
5	Indice de concentrare prin prelucrare:	I_i	—	1	0,68	1,15
6	Cantitatea de combustibil prelucrat obţinut dintr-o tonă de cărbune brut:	a_i	t/t	1	0,3	0,7
7	Costul prelucrării, raportat la tona de cărbune brut:	C_{pr}	lei/t	1,5	—	—
8	Costul prelucrării, raportat la tona de combustibil prelucrat :	M	lei/t	—	—	2
9	Costul transport. pînă la consumator:					
	pt. d = 0 km:	C_{tr}	lei/t	—	—	—
	pt. d = 300 km:	C_{tr}	lei/t	18,5	18,5	18,5

Cazul I : **Utilizarea lignitului brut sau prelucrat, la mină**

I_1 costul lignitului brut : 40 lei/t

1	2	3	4	5	6	7
10	Costul comb. la consumator:	C^c_{ti}	lei/t	40	48	48
11	Costul milionului de kcal utile la consumator:	$C_{MIO_i ut}$	MIO_{ut}	22,1	22,1	22,9
	I_2 costul lignitulut brut : 80 lei/t					
12	Costul comb. la consumator:	C^c_{ti}	lei/t	80	54,4	94
13	Costul milionului de kcal utile la consumator:	$C^c_{MIO_i ut}$	lei/ MIO_{ut}	44,2	44,2	44,9
	I_3 costul lignitului brut : 120 lei/t					
14	Costul comb. la consumator:	C^c_{ti}	lei/t	120	81,6	140
15	Costul milionului de kcal utile la consumator:	$C^c_{MIO_i ut}$	lei/ MIO_{ut}	66,3	66,3	66,9

Cazul II : **Utilizarea lignitului — brut sau prelucrat — la un consumator situat la 300 km de locul de extracţie**

II_1 costul lignitului brut : 40 lei/t

1	3	3	4	5	6	7
16	Costul comb. la consumator:	C^c_{ti}	lei/t	58,5	45,7	66,5
17	Costul milionului de kcal utile la consumator:	$C^c_{MIO_i ut}$	lei/ MIO_{ut}	32,2	37,2	31,8
	II_2 costul lignitului brut : 80 lei/t					
18	Costul comb. la consumator:	C^c_{ti}	lei/t	98,5	72,9	112,5
19	Costul milionului de kcal utile la consumator:	$C^c_{MIO_i ut}$	lei/ MIO_{ut}	54,4	59,3	53,8
	II_3 costul lignitului brut : 120 lei/t					
20	Costul comb. la consumator:	C^c_{ti}	lei/t	138,5	100,1	158,5
21	Costul milionului de kcal utile la consumator:	$C^c_{MIO_i ut}$	lei/ MIO_{ut}	76,5	81,4	75,8

b) în *cazul I* — adică al folosirii lignitului brut sau prelucrat, la mină — la costuri reduse de prelucrare (cînd $0 < M < 10$), costul unităţii calorice utile a combustibilului de calitate superioară, respectiv al lignitului ciuruit, care suportă integral costul prelucrării, este aproximativ egal cu costul unităţii calorice utile obţinute la arderea lignitului brut sau mărunt ;

c) în *cazul II* — unde intervine transportul combustibililor la distanţă — costul unităţii calorice utile la consumator, al combustibilului de calitate inferioară, respectiv al lignitului mărunt, depăşeşte sensibil costul unităţii calorice utile obţinute la arderea lignitului brut sau ciuruit. Folosirea unui astfel de combustibil, la distanţe mai mari de mină, devine oneroasă ;

d) pentru consumatori situaţi la distanţe mai mari de mină (200—300 km), numai arderea lig-

nitului ciuruit duce la un cost minimal pentru unitatea calorică utilă, cu toate că fracțiunea de lignit ciuruit suportă integral costul prelucrării;

e) pentru utilizarea cît mai rațională și economică a ligniților se impun, din analiza celor de mai sus, următoarele prelucrări sumare și utilizări:

1) — lignitul brut trebuie ciuruit la mină și separat pe cele două clase granulometrice: 0—30 și +30 mm;

2) — separarea pe aceste două clase este cu atît mai necesară, cu cît diferențele de calitate (*Cen* și P_i) dintre cele două sorturi sînt mai mari;

3) — lignitul mărunt trebuie ars nemijlocit la locul de extracție;

4) — lignitul ciuruit urmează a fi destinat consumatorilor situați la distanțe mai mari de mină sau dirijat spre alte prelucrări tehnologice mai complexe, după cum se va analiza în capitolele ce urmează.

f) dacă din anumite considerente — deficit de combustibil etc. — se impune totuși transportul de lignit mărunt la distanțe mai mari de mină, sau folosirea acestui deșeu ca materie primă pentru prelucrări tehnologice mai complexe (ca de exemplu: brichetarea), trebuie analizat, în ce măsură este economică o epurare prealabilă a acestora.

Observație

În partea a doua a lucrării, în curs de redactare, vor fi analizate comparativ aspectele tehnico-economice ale celorlalte căi de prelucrare și valorificare tehnică a ligniților.

Bibliografie

[1] *Kirchberg H.* — Probleme der Aufbereitung aschenreicher Braunkohle. „Bergbau und Energiewirtschaft" nr. 4 (1951), pag. 160—163.

[1] *Kirchberg H. și Horn G.* — Zur Frage der Aufbereitung schwefelkiesreicher Braunkohlen. „Freiberger Forschungshefte" nr. 7, februarie 1952, pag. 46—53.

[2] *Hentschel W.* — Die Aufbereitung tonhaltiger Braunkohlen. „Freiberger Forschungshefte" nr. A 22, martie 1954, pag. 27—44.

[3] *Rammler E.* — Technische und wirtschaftliche Verwendungsmöglichkeiten von Balastbraunkohle. „Freiberger Forschungshefte" nr. A 6, octombrie 1952, pag. 5—25.

[4] *Gorșcov A. S.* — Indicii tehnico-economici ai centralelor termoelectrice (traducere din limba rusă). Edit. Energ. de Stat, 1953, pag. 310—317.

[5] *Rammler E.* — Zur Frage der Verfeuerung anschenreicher Braunkohle. „Braunkohle" nr. 41 (1942), pag. 385—396 și 404—408.

[6] *Stein Th.* — Energiewirtschaft, Berlin, 1955, pag. 137.

[7] *Rademacher K.* — Diagrame nepublicate privind valoarea energetică a combustibililor din R.D.G.

[8] *Rosin P.* și *Fehling C.* — Le diagramme „It" de la combustion, Paris, Dunod, 1935.

Considerațiuni generale cu privire la probele tehnologice

Geolog **Tatiana I. Kosareva**

Majoritatea zăcămintelor metalifere se caracterizează printr-o constituție neuniformă și un conținut de minereu de tipuri diferite, care necesită diverse scheme de prelucrare sau regimuri tehnologice felurite. De pildă, minereurile compacte de sulfuri necesită un alt grad de sfărîmare și alte condiții de preparare decît cele de impregnație; minereurile de sulfuri cer alte condiții de flotație decît cele oxidate etc. În consecință, pentru a putea studia proprietățile tehnologice specifice substanței minerale, pe a căror bază se stabilesc condițiile de concentrare și cea mai rațională schemă de preparare metalurgică sau chimică, minereurile se supun probelor tehnologice.

Rezultatele probelor tehnologice se folosesc pentru dirijarea lucrărilor geologice de exploatare și clasificarea rezervelor pentru proiectarea întreprinderilor miniere noi sau reconstrucția celor existente, pentru planificarea industriei și a procesului de producție, pentru perfecționarea proceselor tehnologice și a utilajului existent.

La cercetarea tehnologică a substanței prime minerale se studiază în detaliu compoziția ei, iar în baza acestui studiu se apreciază diferitele proprietăți tehnologice ale ei. Studiul compoziției se execută în următoarele direcții:

1. Determinarea compoziției chimice a materiei prime minerale, adică determinarea conținutului în componenți utili principali, în componenți secundari, impurități și elemente care trec în zgură.

2. Determinarea compoziției mineralogice cu ajutorul secțiunilor subțiri și polisate, cu folosirea metodei de imersie și a analizei termice.

Prin studiul mineralogic se determină compoziția mineralelor componente, forma lor, dimensiunile, caracterul concreșterilor. În ceea ce privește acesta din urmă, în primul rînd se stabilește dacă limitele dintre mineralele concrescute sînt nete, neregulate sau zimțate (întrepătrunse).

Un rol foarte important, mai important poate decît al caracterului de concreștere, joacă dimensiunile granulelor minerale care determină gradul de sfărîmare a minereului pentru concentrarea lui mecanică. La stabilirea schemei de preparare a minereurilor se iau în considerație de asemenea și particularitățile texturale din care cauză acestea trebuie studiate în detaliu.

3. Determinarea compoziției granulometrice, prin care se stabilesc raporturile cantitative între granulele de util de diferite dimensiuni în minereul inițial sau după sfărîmarea lui. Compoziția granulometrică se determină prin ciuruirea probei printr-o serie de site standardizate și cîntărirea fiecărei clase de granule în parte, exprimînd rezultatele obținute în % față de greutatea totală a probei.

4. Determinarea durității, casanței, proprietăților magnetice, greutății specifice și volumetrice și umidității.

Încercările tehnologice sînt: încercări de laborator, semiindustriale sau industriale.

Incercările de laborator se execută în scopul stabilirii regimului şi schemei de preparare tehnologică a substanţei minerale utile, determinîndu-se modul de separare a componentului util şi consumul reagenţilor.

Incercările semiindustriale şi industriale se execută în scopul precizării definitive a regimului şi a schemei de preparare tehnologică a substanţei minerale, precum şi pentru determinarea tuturor indicilor de ordin tehnic şi economic.

Incercările tehnologice se execută în diferite faze ale lucrărilor geologice de explorare: în cadrul prospecţiunilor de detaliu al explorării preliminare sau de detaliu, sau concomitent cu lucrările de exploatare. In mod obişnuit însă, încercările trebuie executate în faza explorării de detaliu cînd zăcămîntul respectiv este suficient deschis prin lucrările miniere, care asigură o delimitare mai mult sau mai puţin precisă a minereurilor de diferite tipuri şi de diferite sorturi industriale.

In faza lucrărilor de prospecţiune, cînd zăcămîntul se deschide printr-o reţea rară de lucrări miniere uşoare, încercările tehnologice nu se execută; de la această regulă fac excepţie zăcămintele de mică, de azbest, de pietre preţioase şi de materiale de construcţie, pentru care în această fază a lucrărilor trebuie determinate proprietăţile fizice şi mecanice ale materiei prime, diferite sorturi industriale şi conţinutul procentual de componenţi utili.

In faza lucrărilor preliminare de explorare probarea tehnologică se execută numai în cazul cînd este necesar să se determine mai precis calitatea substanţei minerale utile, în vederea stabilirii volumului şi direcţiei lucrărilor ulterioare de explorare de detaliu. De obicei, în faza explorării preliminare se colectează probele pentru încercările de laborator, iar încercările semiindustriale sau industriale nu se execută decît în următoarele condiţii:

1) la zăcămintele unde s-au identificat rezerve importante s-au delimitat minereurile de diferite tipuri şi condiţiile lor de ocurenţă;

2) la zăcămintele cu rezerve importante — unde nu sînt clare perspectivele de utilizare tehnologică a minereurilor din cauza compoziţiei lor mineralogice complicate sau a conţinutului scăzut de componenţi utili, exploatarea lor este raţională numai în cazul cînd prepararea tehnologică nu este costisitoare. In aceste cazuri probarea tehnologică va contribui la rezolvarea problemei cu privire la investiţiile necesare pentru executarea lucrărilor de explorare de detaliu în continuare.

La zăcămintele în exploatare, probarea tehnologică se execută uneori în scopul elaborării schemelor mai raţionale de preparare a substanţei minerale utile, fie în cazul deschiderii minereurilor cu o compoziţie diferită pentru care este necesară determinarea tehnologiei de preparare, fie, în fine, în cazul cînd se schimbă sistemul de exploatare şi compoziţia minereului care merge la instalaţiile de concentrare.

Pe baza experienţei acumulate în domeniul probării zăcămintelor s-au elaborat principiile de bază ale probării tehnologice care depind direct de proprietăţile fizice şi chimice, compoziţia mineralogică şi caracterul minereului. In general, o probă tehnologică trebuie să oglindească compoziţia mineralogică şi proprietăţile fizice şi chimice ale substanţei minerale utile, atît din punct de vedere cantitativ, cît şi din punct de vedere calitativ. Cu alte cuvinte, compoziţia ei chimică şi fizică trebuie să fie identică cu compoziţia substanţei minerale utile pe care o reprezintă.

Din punct de vedere al scopului şi problemelor urmărite, se deosebesc probele tehnologice calitative şi cantitative.

Probele tehnologice calitative sînt menite pentru studiul compoziţiei minereului, precum şi pentru executarea încercărilor preliminare de concentrare. Prelucrarea probelor de acest fel serveşte pentru determinarea:

1) calităţii diferitelor tipuri de substanţă minerală utilă, care necesită diferite metode de preparare;

2) eficacităţii preparării pentru fiecare tip de substanţă minerală utilă;

3) posibilităţilor şi ordinei de amestecare a diferitelor tipuri de minereu extrase din diferite sectoare ale zăcămîntului;

4) dirijării lucrărilor ulterioare de explorare.

Pentru determinarea caracteristicilor minereului şi clasificarea lui într-un anumit tip de substanţe minerale utile, în afară de rezultatele încercărilor tehnologice calitative, mai sînt necesare rezultatele analizelor chimice ale probelor colectate din lucrările miniere şi sondele de foraj, schiţele lucrărilor miniere sau ale abatajelor — cu al căror ajutor se stabileşte caracterul variaţiei mineralizaţiei şi celelalte particularităţi ale corpului de minereu — precum şi descrierea proprietăţilor fizice şi mineralogice.

Probele tehnologice cantitative oglindesc compoziţia calitativă şi cantitativă a substanţei minerale utile şi sînt menite pentru elaborarea unei scheme tehnologice corespunzătoare. Astfel, probele tehnologice cantitative, spre deosebire de cele calitative, trebuie să procure o reprezentare nu numai după particularităţile fizice şi chimice ale substanţei minerale utile, ci să caracterizeze şi raporturile procentuale între mineralele componente.

Greutatea probelor tehnologice cantitative este de obicei mult mai mare faţă de greutatea probelor calitative.

Luarea probelor tehnologice cantitative reprezintă o operaţie foarte complicată şi de mare răspundere, deoarece eficacitatea şi rentabilitatea exploatării depind în primul rînd de gradul de siguranţă al probelor luate. In consecinţă, după cum s-a menţionat mai sus, probarea tehnologică cantitativă se execută numai în cazul cînd avem la dispoziţie date precise cu privire la diferitele tipuri de minereu existente care se deosebesc din punct de vedere al proprietăţilor fizice şi chimice sau prin caracterul lor mineralogic, date cu privire la raporturile cantitative între diferite tipuri de minereu şi rezervele lor în zăcămînt, date cu privire la succesiunea şi sistemul lucrărilor de exploatare. Cu alte cuvinte, probarea tehnologică cantitativă se poate executa exclusiv în faza lucrărilor de explorare de detaliu.

Probarea tehnologică se face prin alegerea probelor reprezentative din diferitele tipuri sau sorturi de substanţă minerală utilă sau, în mod general, colectînd probe medii de zăcămînt. Compoziţia probelor tehnologice trebuie să corespundă cu compoziţia minereului abatat la exploatare, care se trimite la instalaţiile de preparare.

Proba tehnologică trebuie să fie reprezentativă pentru un anumit sort de minereu şi nu trebuie să cuprindă porţiuni pentru care compoziţia nu este suficient de clară; de asemenea ea trebuie să conţină minereul sub forma în care se extrage şi trimite la preparare şi nu sub formă de mărunt rezultat din tăierea brazdelor.

Materialul iniţial din care se aleg probele tehnologice poate fi:

1) carota forajelor;

2) probele luate din frontul de lucru, lucrările miniere de pregătire sau din lucrările de explorare geologică;

3) probele alese din minereul scos la zi.

In cazul lucrărilor de foraj cu carotaj continuu, pentru probarea tehnologică se ia jumătate din carota de minereu, cealaltă jumătate se păstrează drept probă de arbitraj, în conformitate cu regulile în vigoare stabilite pentru lucrările de explorare.

Carota se taie longitudinal cu ajutorul despicătorului special pentru carote sau cu ajutorul unei dălţi şi unei piese de lemn în care s-a tăiat o scobitură drept unghiulară pentru carotă.

Probele tehnologice bazate pe carote se utilizează în general drept probe calitative, cu toate că sînt cazuri cînd la zăcămintele de dimensiuni mari explorate exclusiv prin foraje, schema tehnologică de preparare a minereului s-a stabilit pe baza datelor obţinute prin

probarea carotelor. Cu toate acestea, rezultatele încercărilor tehnologice utilizînd carote pot fi luate în considerație la proiectarea instalațiilor de concentrare, uzinelor metalurgice etc. numai în mod preliminar. La zăcămintele explorate exclusiv prin foraje, probele tehnologice se iau în mod obligatoriu din lucrările miniere de deschidere care se execută ulterior.

Probele tehnologice cele mai reprezentative se consideră cele luate din lucrările miniere de înaintare prin minereu. Fronturile de lucru din care se iau probele tehnologice se stabilesc pe baza planurilor topografice. Alegerea frontului de lucru se face după regulile generale de probare; lucrarea minieră din care se ia proba tehnologică trebuie să urmărească direcția de variație maximă a mineralizației (breșe — pentru corpurile de minereu cu o înclinare mare și suitori — pentru corpurile de minereu cu o înclinare mică). Pentru zăcămintele de grosime mică (filoane) probele tehnologice se iau din frontul de lucru al galeriilor direcționale [3].

Pentru ca o probă tehnologică să redea exact compoziția medie a minereului, sectoarele deschise prin lucrări miniere se studiază minuțios atît la fața locului, cît și pe baza rezultatelor de analize chimice ale probelor care se iau în mod curent și pe baza analizelor mineralogice. Numai după determinarea diferitelor sorturi ale substanței minerale utile și stabilirea conturelor lor se trece la luarea probelor tehnologice cantitative.

În zăcămintele de grosime mare se iau probe tehnologice fracționate, adică pentru probă se ia fiecare a 5-a, a 10-a etc. lopată, roabă sau vagonet din cantitatea totală de minereu abatut. Problema privind a cîta lopată sau vagonet se va lua pentru probă se rezolvă în funcție de tonajul minereului extras și tonajul necesar pentru încercarea tehnologică, cît și de variația mineralizației.

Unii autori [1], [2], [3], subliniază că la luarea probelor fracționate se pot obține rezultate nesatisfăcătoare, deoarece proba finală se compune dintr-un număr redus de probe parțiale și anume fiecare a 5-a sau, cu atît mai mult, fiecare a 10-a unitate. Din această cauză trebuie să urmărim ca numărul probelor parțiale (lopată, roabă sau vagonet) să fie suficient, deoarece gradul de precizie al rezultatelor obținute depinde în primul rînd de numărul probelor parțiale.

La luarea probelor trebuie urmărit ca fiecare roabă sau vagonet destinat pentru probă să nu fie nici primul, nici ultimul din cantitatea de minereu tăiat la un ciclu de înaintare. În acest caz poate să apară eroarea sistematică, deoarece proporția materialului mărunt față de bucățile mari de minereu va fi mai mare decît aceeași proporție în toată masa minereului abatut.

În cazul luării probelor din lucrările miniere vechi în acoperișul sau pereții galeriei se perforează cîteva găuri de mină, astfel ca după împușcare să se obțină cantitatea necesară de material doborît, iar pentru a evita impurificarea probei cu material oxidat, alterat etc. se înlătură stratul superficial de substanță minerală utilă.

La luarea probelor tehnologice din zăcămintele filoniene de grosime mică se va colecta minereul cu o compoziție care să corespundă compoziției minereului extras la exploatarea zăcămîntului. Pentru filoanele cu contacte nete este ușor de scos minereul curat fără bucăți de rocă înconjurătoare, obținînd pentru probă exclusiv materialul filonian. În cazul filoanelor cu contacte neclare sau de grosime mică, la a căror exploatare se extrage minereul amestecat cu roca înconjurătoare, nu se recomandă luarea probelor tehnologice din frontul de lucru, întrucît în acest caz se va obține o probă diluată. Pentru filoanele de acest fel probele se iau din galerii direcționale, înaintînd suitori mici prin minereu (de 0,5—1,0 m lungime) cu o lățime aproximativ egală cu abatajul, adică de 0,7-0,8 m. Compoziția probelor tehnologice luate prin acest procedeu va corespunde compoziției minereului obținut la exploatare.

Minereul, sau orice altă substanță minerală utilă păstrată un timp îndelungat (6 luni) în siloz, nu poate fi întrebuințat pentru probele tehnologice.

În cazul cînd se exploatează minereu din haldă se vor lua probe tehnologice din acestea, independente de probele tehnologice din zăcămînt. În acest caz se va avea în vedere că substanța minerală utilă din haldele vechi în urma alterării nu întotdeauna are aceeași compoziție ca și minereul extras proaspăt. În consecință, înainte de a proceda la probarea haldelor, este necesar de a determina gradul de transformare a substanțelor minerale utile.

Pentru probarea tehnologică se sapă puțuri în haldă și se utilizează materialul extras. În prealabil se execută ridicarea topografică și se iau probe chimice.

Greutatea probelor tehnologice variază în funcție de destinația lor, adică de caracterul încercărilor care se vor executa (de laborator, industriale sau semiindustriale), precum și în funcție de compoziția substantei minerale utile.

Probele tehnologice calitative pot avea o greutate de la cîteva zeci pînă la cîteva sute de kilograme, în funcție de metoda de prelucrare. Greutatea probelor tehnologice cantitative variază între 0,5-10-15 t, în funcție de faza lucrărilor de explorare. În cazul încercărilor de laborator, avînd în vedere încărcarea eșalonată a aparatelor, unii autori [3] recomandă următoarele cantități:

de la 500—1 000 kg pentru minereurile de fier;
de la 50— 100 kg pentru minereurile cuprifere;
de la 1 000—3 000 kg pentru minereurile complexe de molibden;
de la 200—1 000 kg pentru minereurile polimetalice.

Pentru încercările semiindustriale, greutatea probei tehnologice medii variază între 3—5 și 15—20 t [1].

La încercările industriale greutatea probelor atinge adesea cîteva zeci și chiar sute de tone. Astfel, greutatea probelor tehnologice medii pentru minereurile cuprifere variază între 3—4 t [3], iar pentru minereurile de nichel între 40—50 și 100—150 t [3]. În general, greutatea probelor destinate pentru încercările industriale se determină pe baza productivității agregatelor tehnologice și timpul necesar pentru executarea încercărilor.

Subliniem în mod special că luarea probelor tehnologice pe sorturi (pentru determinarea fiecărui sort sau tip de minereu în parte) sau generale (reprezentative pe întreg zăcămînt) destinate pentru încercările semiindustriale sau industriale, precum și stabilirea greutății probei inițiale și a metodelor de prelucrare a ei în funcție de scopul urmărit, caracterul și volumul încercărilor tehnologice care vor avea loc, se execută numai după consultarea unui specialist tehnolog (inginer de preparare, inginer-metalurgist) sau cu participarea lui directă.

În afară de aceasta, geologul respectiv întocmește un raport explicativ în care se menționează:

1) scopul urmărit prin probarea tehnologică;
2) condițiile tehnice (greutatea probei inițiale, mărimea bobului etc.);
3) descrierea fronturilor de lucru din care s-a luat proba.

La raport se anexează materialul grafic (planuri) pe care se arată fronturile de înaintare prin minereu pentru probare și schițele acestora, la scara de cel puțin 1 : 20 sau 1 : 50 (în funcție de dimensiunile și grosimea zăcămîntului).

La proba expediată la încercare se anexează:

1) planurile geologice cu arătarea locului de luare a probei;
2) scurtă descriere a metodelor întrebuințate de luare a probei și a metodelor de reducere;
3) descrierea mineralogică și petrografică a materialului ce alcătuiește proba;
4) rezultatele analizelor chimice ale probelor din fiecare front de lucru.

Expeditorul (mina sau echipa geologică de explorare) este obligat de a păstra duplicatul probei expediate timp de 6 ani după executarea încercărilor.

In vederea încercărilor tehnologice (inclusiv colectarea şi transportul probei), se întocmesc proiecte şi devize separate.

Bibliografie

[1] * * *: Metodele de prospectare şi explorare a substanţelor minerale utile. Sub redacţia lui G. D. Ajghirei, 1954.
[2] *Albov M. N.:* Probarea zăcămintelor de minereu, 1952.
[3] *Iakjin A. A.:* Probarea şi calculul rezervelor de substanţe minerale utile solide, 1954.

Forţele de frînare la instalaţia de extracţie cu roata motoare

Prof. **V. Bumbu**

Proiectarea instalaţiilor de extracţie miniere este destul de dificilă încă, în ceea ce priveşte alegerea tipului: instalaţie cu tobe sau cu roată motoare.

Pentru minele la care extracţia trebuie să se facă de la mai multe orizonturi, alegerea este hotărîtă de această necesitate şi, deci, instalaţia cu tobă dublă sau secţionată poate fi aplicată fără echivoc, afară de cazul cînd ne-am hotărî să utilizăm tipul de instalaţie cu două roţi motoare, din care una decuplabilă, redată în fig. 1.

Insă la minele care exploatează un singur orizont sau, deşi au mai multe orizonturi, concentrează toată producţia la orizontul de bază, problema alegerii este deosebit de dificilă fiindcă argumentul necesităţii extragerii concomitente de la diferite orizonturi cade de la sine, nemaipledînd pentru instalaţia de extracţie cu tobe.

In aceste cazuri instalaţia de extracţie cu roată motoare (Koepe) se impune cu toată plenitudinea avantajelor sale şi, după mine, numai acest tip ar corespunde menirii din toate punctele de vedere.

Mai întîi de toate instalaţia de extracţie cu roată motoare este mult mai simplă şi se pretează mai uşor la un calcul de dimensionare precis din punct de vedere al rezistenţei. In al doilea rînd ea este mult mai uşoară. Comparată cu instalaţia cu tobe, ea nu cîntăreşte decît pe jumătate, putînd să atragă o economie de circa 20 000 pînă la 60 000 kg oţel.

Deosebit de aceasta, prin supleţea sa ea necesită o hală de maşini cu dimensiuni mai mici, un vîrf de sarcină la demaraj mai redus şi prin aceasta aproape întotdeauna un consum specific de energie mai mic. Fiind mai uşoară şi conducerea ei este mai uşoară şi mai promptă.

In această privinţă putem cita funcţionarea instalaţiei de la puţul Centru Petrila, unde maşinistul opreşte colivia cu precizie în dreptul rampei de la suprafaţă deşi n-are tacheţi, iar la rampa din subteran replierea asigurîndu-se prin poduri basculante.

Pe lîngă aceste avantaje şi pe lîngă faptul că se utilizează un singur cablu de extracţie în loc de două, ca la tobe, că puterea motorului de acţionare este mai redusă, că ruperea cablului datorită înţepenirii coliviei între glisiere este exclusă, cît şi altele, ea tot mai dă de gîndit tehnicienilor minieri proiectanţi prin nesiguranţa sa în ceea ce priveşte alunecarea cablului pe roata motoare.

Neîncrederea de pînă acum faţă de această instalaţie de extracţie s-a datorat aproape exclusiv insuficienţei teoriei create asupra funcţionării ei şi lipsei materialului de căptuşire care să aibă calităţi mari de fricţiune.

De cînd însă încercările experimentale au condus la descoperirea căptuşelii din fibre textile îmbibată cu material de fricţiune de tipul celei utilizate la instalaţia de extracţie de la puţul Centru Petrila *) al cărei coeficient de frecare la alunecare cu cablul de extracţie este $\mu \cong 0{,}5$, neîncrederea faţă de acest tip de instalaţie a scăzut mult.

Astăzi, datorită studiilor de completare a teoriei funcţionării ei [3], acest tip de instalaţie poate fi considerat ca perfect sigur în ceea ce priveşte posibilitatea alunecării cablului, şi încă pentru o gamă de adîncimi destul de largă.

Şi pe baza teoriei mai vechi se puteau face calcule de proiectare în ceea ce priveşte posibilitatea alunecării cablului dar ele nu se refereau decît la verificarea coeficientului de siguranţă contra alunecării sau la determinarea acceleraţiei şi retardaţiei maxime admisibile, în fazele de demaraj şi încetinire.

Aceste calcule nu pot fi suficiente, deoarece ele oferă posibilitatea unei verificări sau constatări a situaţiei de fapt, dar nu se preocupă de fel de cauzele care generează aceste situaţii.

Aşa de exemplu, alunecarea în faza de demaraj a instalaţiei, cînd se extrage util sau se coboară material, poate fi evitată cu siguranţă, dacă cuplul activ al motorului electric de acţionare este plafonat la valoarea maximă admisibilă rezultată din calcul. Această plafonare se poate realiza uşor şi în condiţii perfecte la instalaţiile cu comandă automată şi semiautomată, dacă se calculează şi se realizează caracteristicile mecanice artificiale ale motorului în mod adecvat.

In faza de încetinire la fel orice posibilitate de alunecare a cablului este exclusă dacă frîna instalaţiei de extracţie a fost dimensionată pentru o forţă adecvată, care să nu întreacă valoarea limită maximală.

Totul, deci, se reduce la dimensionarea potrivită a unor elemente componente ale instalaţiei şi orice posibilitate de alunecare a cablului pe roata motoare va fi exclusă.

Pentru claritate am să exemplific printr-un calcul numeric situaţia reală a unei instalaţii de extracţie de mare debit. Voi face calculele numai pentru faza de încetinire a cursei, ştiut fiind că atunci pericolul de alunecare este maxim. Pentru aceasta voi considera că instalaţia de extracţie funcţionează de la o adîncime mai mică decît consideră literatura de specialitate [1] că ar fi posibil.

*) Instalaţia a fost executată de firma germană Siemens-Schuckertwerke.

Fie această instalație de extracție cu roată motoare ca aceea din fig. 2, avînd două colivii cu două poduri a cîte două vagonete pe pod, cu următoarele caracteristici:

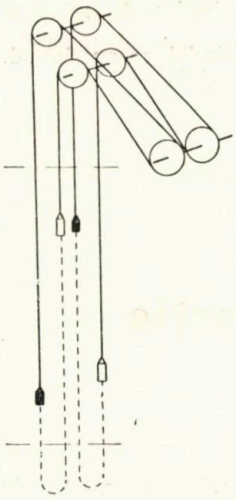


Fig. 1

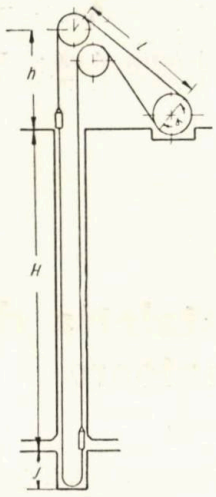


Fig. 2

Adîncimea de extracție	H	= 170 m
Greutatea utilă de extras pe cursă	U	= 4000 kg
Greutatea personalului, 60 muncitori	U_p	= 4600 kg
Greutatea vagonetelor goale din colivie	W	= 2200 kg
Greutatea proprie a coliviei	A	= 4000 kg
Greutatea cablului de extracție (egală cu a celui de compensare)	q	= 7,5 kg/m
Înălțimea turnului de extracție	h	= 30 m
Lungimea corzii dintre molete și roată	l	= 40 m
Greutatea cablului, suspendată, 200 x 7,5	C	= 1500 kg
Greutatea cablului dintr-o ramură, 260 x 7,5	C_1	= 2000 kg

Greutățile reduse la periferia roții motoare:

a roții motoare avînd un diametru de 6000 mm	G_s	= 8000 kg
a moletei cu diametrul de 5000 mm.	G_m	= 3000 kg
a rotorului motorului asincron	G_r	= 1750 kg
a reductorului	G_t	= 350 kg
Suma maselor în mișcare, redusă la periferia roții motoare, atît pentru util, cît și pentru personal	Σm_a	Σm_p=3700kgs²/m
Rezistența puțului (0,2 U)	F_r	= 800 kg
Viteza de extracție	v	= 8 m/s
Retardația la încetinire	a_3	= 1 m/s²
Unghiul de înfășurare al cablului pe roata motoare	α	= 3,14 rad.
Coeficientul de frecare la alunecare dintre cablu și căptușeala roții motoare	μ	= 0,4

Pentru această instalație de extracție retardația maximă la coborîrea sarcinii utile, la limita alunecării cablului este:

$$a_{3a}=g\,\frac{(A+W+C+0{,}5F_r)\,(e^{\mu\alpha}-1)-U+F_r}{(A+W+C_1+G_m)\,(e^{\mu\alpha}+1)+U}=$$

$$=9{,}81\,\frac{(4000+2200+1500+400)\cdot 2{,}51-4000+800}{(4000+2200+2000+3000)\cdot 4{,}51+4000}=$$

$$=3{,}08\ \text{m/s}^2 \qquad (1)$$

Pentru ca instalația să poată fi încetinită cu această retardație, ea trebuie frînată cu forța:

$$F_{fc}=A_{3a}\,\Sigma m_a+U-F_r=3{,}08\cdot 3700+$$
$$+4000-800=14600\ \text{kg} \qquad (2)$$

Cum însă la coborîre nici cele mai severe prescripții de siguranță nu prevăd încetiniri cu retardații atît de mari, ci se limitează o valoare $a_{3c}\cong 1{,}5$ m/s², forța de frînare nu este necesar să aibă valoarea de mai sus, ci doar:

$$F_{fc}=A_{3c}\Sigma m_a+U-F_r=1{,}5\cdot 3700+$$
$$+4000-800=8600\ \text{kg} \qquad (3)$$

Valoarea retardației maxime de încetinire la coborîre de 3,08 m/s² este obținută din condiția că încetinirea coliviilor se produce sub efectul forței de frecare dintre cablu și roata motoare ce survine întotdeauna cînd forța de frînare este prea mare și stopează roata motoare, lăsînd cablul să alunece.

Pentru ca această alunecare să nu aibă loc, trebuie dimensionată frîna în așa fel, încît să nu poată stopa roata motoare. Or, pentru aceasta forța de frînare trebuie să fie:

$$F_{fc}<\left(A+W+C-a_{3a}\,\frac{A+W+C_1+G_m}{g}+0{,}5\ F_r\right)$$
$$(e^{\mu\alpha}-1)+A_{3a}\,\frac{G_s+G_t+G_r}{g}=$$

$$=\left(4000+2200+1500-3{,}08\,\frac{4000+2200+2000+3000}{9{,}81}+400\right)$$
$$\cdot 2{,}51+3{,}08\times\frac{8000+1750+350}{9{,}81}=14670\ \text{kg} \qquad (4)$$

valoare egală cu cea maximă obținută din relația (2).

Din calculele de mai sus este clar că o frînă a cărei forță de frînare n-ar întrece circa 14000 kg, nici într-un caz n-ar putea să atragă alunecare de cablu pe roata motoare.

Să vedem care este situația în faza de încetinire, cînd se face extracție.

Retardația instalației în cazul încetinirii libere cu util, este:

$$a_3=\frac{U+F_r}{\Sigma\, m_a}=\frac{4000+800}{3700}\cong 1{,}3\ \text{m/s}^2 \qquad (5)$$

Retardația optimă, corespunzătoare unui coeficient de siguranță contra alunecării infinit de mare, ar fi:

$$a_{3a}=\frac{U+F_r}{\Sigma\, m_a-\dfrac{G_s+G_t+G_r}{g}}=$$

$$=\frac{4000+800}{3700-\dfrac{8000+350+1750}{9{,}81}}=1{,}8\ \text{m/s}^2 \qquad (6)$$

și ea se realizează numai prin frînarea cu o forță:

$$F_{f3}=a_{3a}\,\frac{G_s+G_t+G_r}{g}=$$

$$=1{,}8\,\frac{8000+350+1750}{9{,}81}=1850\ \text{kg} \qquad (7)$$

Retardația maximă la încetinirea extracției cu util, din condiția nealunecării cablului pe roata motoare, rezultă o valoare:

$$a_{3m}=g\,\frac{(A+W+C+U+0{,}5\ F_r)\,(e^{\mu\alpha}-1)+U+F_r}{(A+W+C_1+G_m)\,(e^{\mu\alpha}+1)+U\,e^{\mu\alpha}}=$$

$$=9{,}81\,\frac{(4000+2200+1500+4000+400)\cdot 2{,}51+4000+800}{(4000+2200+2000+3000)\cdot 4{,}51+4000\cdot 3{,}51}$$

$$=5{,}34\ \text{m/s}^2 \qquad (8)$$

care-i mai mare decît retardaţia impusă de condiţiile de siguranţă şi care se cifrează la 4—5 m/s².

Pentru o încetinire cu retardaţia de 5,34 m/s², forţa de frînare ar trebui să fie :

$$F_f = a_{gm} \Sigma m_a - U - F_r = 5{,}34 \cdot 3700 - 4000 - 800 = 14950 \text{ kg} \quad (9)$$

sau, dacă ne conformăm celor mai severe condiţii de siguranţă impunîndu-se retardaţia a_3 = 5m/s², forţa de frînare necesară ar fi :

$$F_{fm} = a_3 \Sigma m_a - U - F_r = 5 \cdot 3700 - 4000 - 800 = 13700 \text{ kg} \quad (10)$$

Această valoare a forţei de frînare, îndeplinind atît condiţia de siguranţă a opririi instalaţiei într-un timp scurt, cît şi condiţia de a nu putea atrage o alunecare de cablu pe roata motoare, fiind impusă de relaţiile (4) şi (9), ea poate fi adoptată ca forţă de frînare maximă, atît pentru frîna de manevră, cît şi pentru frîna de siguranţă, ce vor fi dimensionate în mod adecvat.

Pentru a ne da seama dacă această forţă de frînare este acceptabilă şi din punct de vedere al coeficientului de siguranţă al frînei, vedem că :

$$F_{fm} > 3U = 3 \cdot 4000 = 12000 \text{ kg} \quad (11)$$

şi, deci, din acest punct de vedere avem asigurată prescripţia curentă.

Este evident că frîna unei atari instalaţii va trebui să mai aibă, în afară de treptele de frînare date de relaţiile (3) şi (16), încă o treaptă, de care este nevoie la încetinirea instalaţiei cînd se introduce—extrage personal.

In acest caz treapta trebuie să aibă valoarea :

$$F_{fp} \quad a_{sp} \left(\Sigma m_{ap} - \frac{U + 2W - 2U_p}{g} \right) - F_r =$$

$$= 0{,}75 \left(3700 - \frac{4000 + 4400 + 9200}{9{,}81} \right) - 800 = 2030 \text{ kg} \quad (12)$$

şi, în funcţie de instalaţie, de la caz la caz, o a patra treaptă pentru încetinirea frînată, corespunzătoare unei retardaţii curente a_3 = 1...1,2 m/s².

In încheiere se poate spune că siguranţa contra alunecării cablului la instalaţiile de extracţie curente cu roată motoare, este asigurată pe deplin dacă forţele exterioare care intervin în cursul funcţionării, cum sînt forţa de acţionare sau forţa de frînare, au fost dimensionate în mod potrivit.

Bibliografie

[1] *Elancik G. M.:* Instalaţii de extracţie miniere, Gostoptehizdat, 1941.

[2] *Schmidt F., Förster E.:* Die Schachtföordermaschinen, Verlag v. J. Springer, 1923.

[3] *Bumbu V.:* Studiul instalaţiilor de extracţie cu roată motoare din punct de vedere al alunecării cablului, 97 pag., cu 16 figuri, 1955 (manuscris).

Note tehnice

„Trusa tăietoare pentru înaintări în terenuri acvifere", propunere colectiv : ing. Săvulescu Spirea. Pentru minele de lignit, în special, se ridică problema trecerii în lucrări miniere prin nisipuri acvifere (brochişuri).

Colectivul ing. Săvulescu Spirea propune executarea unei truse tăietoare din manta metalică, alcătuită în secţiune transversală din 12 tubinguri, iar în secţiune longitudinală — din 3 inele. Dimensiunile unui tubing sînt lăţimea 1100 mm, lungimea 2500 mm şi greutatea 1,2 t.

Montarea tubingurilor se face la locul de muncă.

Inelul din faţă (I) formează în acelaşi timp şi un cuţit de pătrundere pe toată circumferinţa.

In interiorul celui de al II-lea inel se montează piesele hidraulice, cu capacitate de 650 t total.

Ultimul inel (III) formează camere de montaj a bolţilor.

De primul inel este prinsă în sens transversal o diafragmă, prevăzută cu uşi etanşe de acces în camera de săpare.

Inaintarea trusei se face în urma evacuării materialului, prin împingerea ei cu piese sprijinite pe zidul de beton.

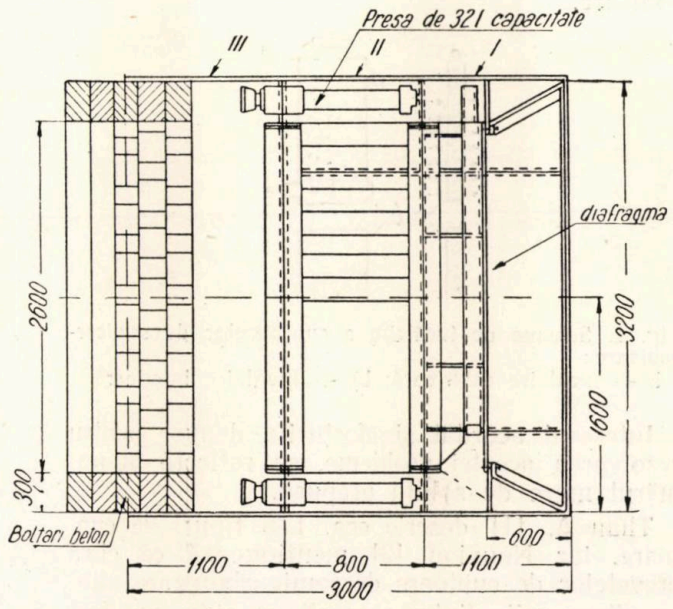
Avantajele sînt :

— evită accidentele ;

— economie de lemne şi materiale ;

— dă posibilitatea avansării lucrărilor în astfel de terenuri.

Se proiectează experimentarea în cursul acestui an, la I. C. Doiceşti.



Comunicări ale Institutului de Cercetări Miniere

Semicarbonizarea cărbunilor prin fluidizare

Ing. **Miti Ionescu** şi ing. **Valeriu Anghel**
Institutul de Cercetări Miniere

Semicarbonizarea aplicată industrial îşi are începutul cu mulţi ani în urmă, fiind astăzi răspîndită într-un mare număr de ţări, iar cantitatea totală a combustibilului solid care se prelucrează anual prin această metodă este apreciată la zeci de milioane de tone.

Practic, operaţia este destul de dificil de realizat şi, în scopul completării cunoştinţelor privind baza tehnică şi de materiale, se efectuează în toate ţările cercetări ştiinţifice şi lucrări experimentale. S-a ajuns la concluzia că este greu de dat o soluţie cu caracter general. Numai o experienţă proprie, legată de specificul local al fiecărei ţări, poate facilita elaborarea celor mai raţionale metode de conducere a procesului industrial.

Agregatul de bază al unei instalaţii de semicarbonizare, de care, în principiu, depinde succesul fabricaţiei şi în care are loc procesul de producţie propriu-zis, este cuptorul de semicarbonizare.

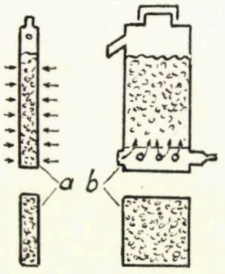


Fig. 1. Scheme de încălzire a cuptoarelor de semicarbonizare:
a — încălzire exterioară; b) — încălzire interioară.

Interesul acordat şi eforturile depuse pentru rezolvarea acestei probleme, se reflectă în numărul mare de soluţii propuse.

Thau A. [1] descrie cca. 175 tipuri de cuptoare, iar Nouvion [2] menţionează că cifra brevetelor de cuptoare de semicarbonizare atinge cîteva mii, dintre care cîteva sute au fost construite şi încercate; se poate însă considera că numai o duzină de realizări originale, diferite, sînt în activitate în Europa.

Dintre acestea, aşa cum se menţionează mai sus, puţine au reuşit să se afirme în practică, restul, judecate prin prisma stadiului actual al tehnicii, apar absolut nepotrivite, nereuşind să satisfacă exigenţele speciale ale procesului de semicarbonizare.

Au fost deja încercate diferite sisteme: cuptoare cu încălzire interioară (gaze de spălare) sau exterioară (fig. 1), cu sau fără agitarea mecanică a masei, majoritatea păstrînd deficienţele transferului de căldură care limitează producţia, sau necesitînd instalaţii mecanice speciale cu întreţinere anevoioasă.

Concepţia cuptoarelor de semicarbonizare este dominată de o serie de parametri legaţi de:
— condiţii economice,
— condiţii impuse de materia primă,
— condiţii tehnice.

Este aproape imposibil de realizat un cuptor care să satisfacă deodată toate condiţiile impuse; de cele mai multe ori constructorii au în vedere parametrii care condiţionează produsul principal urmărit, respectiv semicocsul sau gudronul şi numai rareori gazul.

Dacă se urmăresc progresele înregistrate, pornind de la cele mai vechi instalaţii de semicarbonizare — Rolle, Coalite ş.a. — pare îndreptăţită constatarea că retortele cu încălzire exterioară au ajuns la capătul dezvoltării lor tehnice [3].

Din contra, avantajele oferite şi încrederea cîştigată între timp de cuptoarele cu încălzire interioară datorită productivităţii lor mari, a construcţiei robuste şi simple şi a pretenţiilor mici privind calitatea materialelor de construcţie, nu mai pot fi întrecute.

Încălzirea interioară în sistemele clasice prezintă totuşi cîteva dezavantaje, dintre care menţionăm:
— dificultăţile la prelucrarea cărbunilor pulverulenţi sau cu tendinţă de aglutinare;
— diluarea gazului de semicarbonizare cu o cantitate apreciabilă de gaz inert;
— necesitatea pregătirii atente a materiei prime, respectiv îndepărtarea prafului şi infurnarea unei granulaţii cît mai omogene.

Majoritatea dezavantajelor au fost depăşite sau sînt pe cale de a fi depăşite de progresele înregistrate de tehnica modernă (Cuptoarele Lurgi, Glavgaztoprom, DEA etc).

Dificultăţile prelucrării cărbunilor pulverulenţi, ce limitează încă aplicarea încălzirii interioare, sînt pe cale de a fi complet înlăturate prin metoda stratului fluidizat.

In principiu, fluidizarea oferă posibilitatea realizării contactului dintre solide şi gaze, asemănător proceselor din stratul fix. In cazul fluidizării, gazul este introdus cu o viteză anumită, în funcţie de granulaţia şi greutatea specifică a materialului, pe la partea inferioară a recipientului care conţine solidul în formă de pulbere. Stratul expandează treptat pînă cînd particulele încep să se mişte, în cele din urmă ele fiind suportate în totalitatea lor de către curentul de gaz.

Dacă viteza agentului de fluidizare nu depăşeşte limitele stabilite (0,5—3 m/s) şi dacă diametrul particulelor variază în limite acceptabile (0—4 mm), gazul antrenează relativ puţin material (5—15%), desprăfuirea constituind o problemă tehnic rezolvată.

Uşurinţa manipulării substanţelor solide, excelentele caracteristici ale transferului caloric şi, ca o consecinţă logică, productivităţi specifice ridicate, investiţii minime, instalaţiile avînd volum redus, constituie principalele avantaje ale tehnicii fluidizării.

Superioritatea instalaţiilor de fluidizare faţă de instalaţiile clasice este evidentă; vom cita [4] pentru exemplificarea productivităţilor ridicate ce se obţin prin fluidizare, datele obţinute la prăjirea piritelor, aşa cum reiese din tabela 1.

Datorită capacităţii specifice ridicate de prăjire, instalaţiile de fluidizare au dimensiuni foarte reduse. Un sistem cu capacitate de prăjire de 100 tone/zi, necesită o instalaţie cu o suprafaţă de prăjire de 4—5 m² şi o înălţime a clădirii de 5 m, astfel încît spaţiul necesar este foarte mic şi consumul materialelor de construcţie (în special pentru fundaţii) poate fi redus la o fracţiune mică din necesarul pentru instalarea sistemelor de prăjire de pînă acum. Fig. 2 arată diferenţele de dimensiuni între un cuptor rotativ de prăjire cu o capacitate normală de 55 tone pirită pe zi şi un prăjitor cu pat fluidizat (în curs de construcţie) pentru o capacitate de 75 tone pe zi [4].

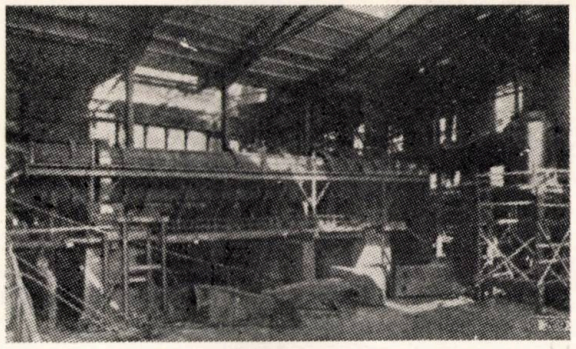


Fig. 2. Instalaţii de fluidizare.

Subliniem faptul că fluidizarea solidelor cu gaze este nouă şi oferă perspective încă nebănuite pentru realizarea industrială a unor procese din prelucrarea chimică a cărbunilor mărunţi.

Cuptoare de semicarbonizare pentru fluidizare

Literatura menţionează suficiente exemple de instalaţii de semicarbonizare utilizînd patul fluidizat, dintre care reproducem sumar cîteva

Tabela 1

Compararea capacităţii diverselor procedee de prăjire

Sistem de prăjire	Minereu	Granulaţie, mm	kg sulf prăjit în 24 de ore	
			pe m² suprafaţă de prăjire	pe m³ spaţiu din cuptor
Cuptoare pentru pirită în bucăţi	pirită	cca. 25	30 — 40	—
Cuptoare cu vatră, mecanice 25 t	pirită 48%	sub 6	80*)	130
Cuptoare rotative 70 t	pirită 48%	sub 6	100**)	120
Arzătoare pentru pulberi 20 t	pirită	sub 0,15	1100***)	120
Cuptoare cu pat fluidizat BASF 30 t	pirită 48%	sub 6	9600***)	2300

*) *raportat la suprafaţa totală a vetrei;* **) *raportat la suprafaţa interioară a mantalei;*
***) *raportat la secţiunea transversală a cuptorului*

Peytavy A. A. şi Hahansta Jean [4] prezintă rezultatele obţinute într-o instalaţie-pilot. Piesa principală a acestei instalaţii (fig. 3) o constituie cuptorul, o retortă cilindro-conică ce se termină la partea superioară cu o porţiune mult lărgită (spaţiu de liniştire).

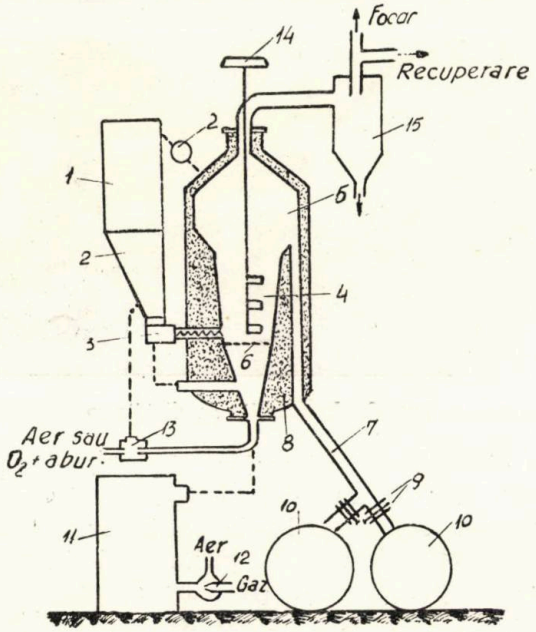


Fig. 3. Instalaţia de semicarbonizare de la Marienau: 1 — siloz; 2 — distribuitor; 3 — cameră de alimentare; 4 — cameră de carbonizare; 5 — cameră de diversare; 6 — sită suflaj; 7 — evacuare semicocs; 8 — izolaţie termică; 9 — siber şi vizor; 10 — recipient semicocs; 11 — cameră combustie; 12 arzător; 13 ejector; 14 — agitator; 15 — ciclon.

Alimentarea cu cărbune a cuptorului poate fi efectuată diferit:

— prin injecţie, folosind transportul pneumatic cu ajutorul agentului de fluidizare;

— pe cale mecanică (cu ajutorul unui melc);

— printr-un distribuitor, la partea superioară a instalaţiei.

Instalaţia este astfel concepută, încît permite experimentări în condiţii diferite. Pot fi folosiţi următorii agenţi de fluidizare:

— gaze arse calde produse de un focar alimentat cu aer şi gaz sărac;

— amestecul oxigen + vapori de apă supraîncălziţi;

— aer (rece sau cald).

După datele autorilor, productivitatea instalaţiei este de 60—180 kg cărbune brut pe oră, ceea ce reprezintă o productivitate specifică de 21—60 tone pe m² de secţiune şi 24 de ore.

Autorii precizează că o instalaţie asemănătoare cu cea descrisă, avînd o capacitate de 1 tonă cărbune brut pe oră, funcţionează deja la Marienau (Franţa).

Jenkins G. J. [6] descrie o instalaţie experimentală pentru fabricarea combustibilului fără fum, bazată pe principiul stratului fluidizat.

Cărbunele este introdus în reactor de către un melc şi este fluidizat cu ajutorul aburului supraîncălzit. O parte din materialul semicarbonizat este trimis prin transport pneumatic într-un vas de combustie (fig. 4) folosind aerul ca agent de fluidizare. Aici o cantitate anumită de semicocs este arsă, provocînd o creştere corespunzătoare a temperaturii restului.

Cocsul de temperatură înaltă este returnat continuu în reactor, contribuind cu căldura sa sensibilă în procesul de semicarbonizare şi în acelaşi timp, reducînd la minimum orice ten-

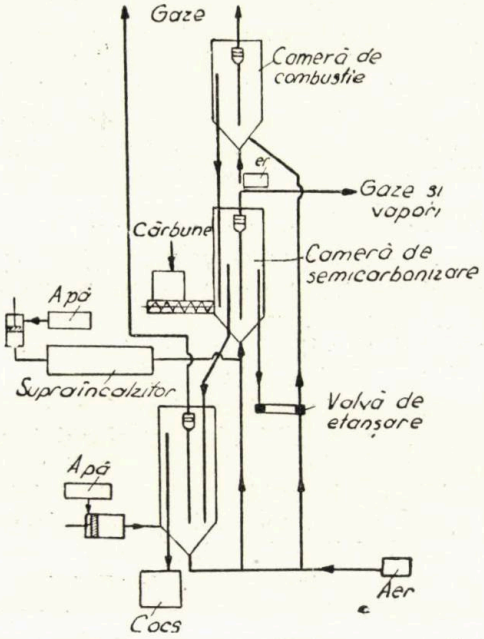


Fig. 4. Instalaţie de semicarbonizare prin fluidizare.

dinţă de aglutinare a cărbunelui proaspăt alimentat.

Nivelul patului fluidizat în reactor este menţinut constant cu ajutorul unui deversor care trimite materialul semicarbonizat în vasul de răcire cu apă.

Autorul precizează că este posibilă simplificarea instalaţiei prin arderea directă în vasul

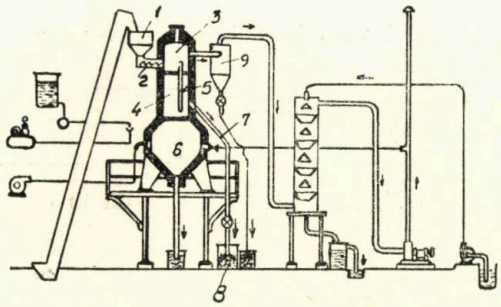


Fig. 5. Instalaţia de semicarbonizare a Institutului japonez de cercetare a cărbunelui.

de reacţie a unei cantităţi corespunzătoare de cărbune. Aceasta se realizează prin introducerea aerului necesar combustiei, ca agent de fluidizare, instalaţia fiind concepută pentru trecerea uşoară la o astfel de funcţionare.

În regim continuu de lucru, instalaţia-pilot descrisă a atins un debit de alimentare de cca. 50 kg/oră cărbune brut cu 35—45% materii volatile.

Dr. Asai K. şi Tanno H. [7] descriu o instalaţie de semicarbonizare cu pat fluidizat de 10 t cărbune brut pe 24 de ore, livrată Birmaniei de către Institutul japonez de cercetare a cărbunilor, pentru prelucrarea cărbunilor din zăcămîntul de la Kalewa (fig. 5).

Cărbunele măcinat la 5 mm se depozitează în silozul *1* de unde un melc *2* alimentează continuu spaţiul de uscare *3*.

Agentul de fluidizare în camera de uscare îl constituie gazul cu temperatura de 550° C, ce se ridică din camera de semicarbonizare *4* printr-o placă perforată de oţel. Materialul uscat trece în camera de semicarbonizare printr-un deversor *5* situat în centrul plăcii perforate.

In camera de semicarbonizare se formează un nou strat fluidizat, de astă dată cu ajutorul gazelor arse ce se ridică din camera de combustie *6* cu o temperatură de 1200°C.

Semicocsul este evacuat continuu din spaţiul de semicarbonizare prin deversorul *7* şi se depozitează în silozul *8*.

Agentul de fluidizare, împreună cu gudronul volatil, după ce efectuează uscarea materialului. este desprăfuit în ciclonul *9*, iar final, după epurare, se evacuează în atmosferă.

Căldura necesară semicarbonizării se obţine prin arderea petrolului brut, randamentul termic al cuptorului fiind satisfăcător, în comparaţie cu alte tipuri de cuptoare.

Autorii precizează că o instalaţie industrială asemănătoare aceleia descrisă, foloseşte pentru desfăşurarea procesului, exclusiv căldura furnizată de arderea gazului propriu.

S-a citat cu altă ocazie [8] o instalaţie industrială de semicarbonizare prin fluidizare cu o capacitate de producţie de 7000 t/zi.

Experimentări în instalaţia-pilot ICEMIN

Rezultatele încercărilor noastre de semicarbonizare a cărbunilor bruni în pat fluidizat, sînt comparabile cu cele găsite în literatură şi îndreptăţesc trecerea la o unitate experimentală mai mare.

Elementul principal al instalaţiei-pilot este cuptorul de fluidizare, un cilindru din tablă cu diametrul de 300 mm şi înălţimea 1500 mm (fig. 6), prevăzut cu orificii pentru măsurat presiunea şi ştuţuri pentru termocuple.

La partea inferioară, cuptorul este prevăzut cu un con de suflaj, care fixează între el şi partea cilindrică o sită din oţel. Prezenţa sitei nu este obligatorie, aceasta ducînd de multe ori la inconveniente care necesită, pentru remediere, oprirea funcţionării instalaţiei. Alimentarea cuptorului se realizează cu ajutorul unui melc de capacitate 50—120 kg/h, iar semicocsul este evacuat printr-un deversor situat la 400 mm de la sita de suflaj.

Agentul de fluidizare împreună cu vaporii de gudron se desprăfuiesc într-un ciclon de tip obişnuit, de eficacitate medie.

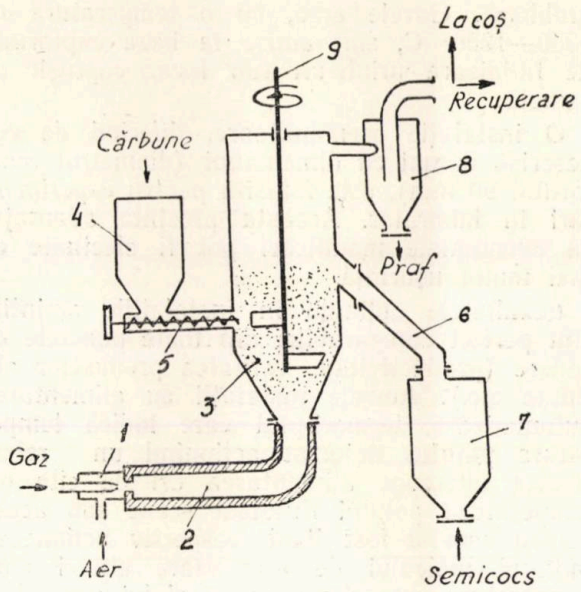


Fig. 6. Cuptorul de semicarbonizare al Ministerului Minelor ICEMIN.
1 — arzător; 2 — tub focar; 3 — patul de cărbune; 4 — siloz cărbune; 5 — melc de alimentare; 6 — deversor; 7 — siloz semicocs; 6 — desprăfuitor; 9 — agitator (eventual).

După epurare parţială într-un sistem de recuperare improvizat, gazul este evacuat în atmosferă.

Cuptorul de semicarbonizare, ciclonul şi silozul de semicocs sînt bine izolate termic, pentru a nu permite condensări de gudron în aceste părţi ale instalaţiei. Pentru a pune în valoare transferul caloric excepţional de ridicat dintre gaz şi solid în patul fluidizat, s-a adoptat încălzirea interioară.

In timpul experimentărilor s-au încercat două posibilităţi de încălzire :

1. — Gazele arse neutre, ce asigură fluidizarea materialului, aduc şi căldura necesară procesului de semicarbonizare. In acest caz gazul de semicarbonizare se diluează într-un volum apreciabil de gaze arse, respectiv gazul rezultat va avea o putere calorică redusă, care poate duce, în anumite condiţii, chiar la imposibilitatea utilizării lui la ardere.

2. — O parte din cărbune (cca. 3%) este ars cu ajutorul oxigenului din aerul folosit ca agent fluidizant. Procedeul prezintă dezavantajul că cenuşa semicocsului creşte cu 0,75—1,0% faţă

de primul procedeu ; în schimb, productivitatea instalaţiei şi puterea calorifică a gazului obţinut cresc apreciabil.

Cu tot avantajul categoric pe care îl prezintă folosirea aerului ca agent de fluidizare, majoritatea experimentărilor noastre au fost efectuate cu gaze arse calde, rezultate din arderea sub presiune a gazului metan, lăsîndu-se pentru o fază de cercetare ulterioară rezolvarea acestei probleme. Gazele arse, cu o temperatură de 1000—1250° C, sînt aduse la baza cuptorului de fluidizare printr-un tub focar căptuşit cu şamotă.

O instalaţie asemănătoare, diferind de cea descrisă numai ca dimensiuni (diametrul reactorului 90 mm), este folosită pentru experimentări în laborator. Aceasta prezintă avantajul că eventualele modificări pot fi efectuate cu mai multă uşurinţă.

Rezultatele obţinute în instalaţiile amintite sînt perfect comparabile, din toate punctele de vedere (productivitate, calitatea produselor obţinute etc.). Ambele instalaţii au alimentarea automatizată, termocuplul care indică temperatura patului fluidizat acţionînd un releu. Acesta întrerupe alimentarea ori de cîte ori temperatura patului fluidizat scade sub aceea pentru care a fost fixat, respectiv acţionează motorul melcului de alimentare atunci cînd temperatura este deasupra nivelului normal.

Evacuarea semicocsului — în prezent manuală — urmează a fi mecanizată şi automatizată pe un principiu asemănător.

Instalaţiile (semiindustriale sau industriale), în general puţin diferite de cele descrise, vor fi complet mecanizate şi automatizate. De altfel, acesta este unul din avantajele esenţiale şi reprezintă o necesitate a proceselor în pat fluidizat.

Pentru împiedicarea eventualelor staţionări neuniforme ale materialului în cuptorul de fluidizare, ce ar putea duce la blocări, s-a introdus în pat un agitator cu palete. Acesta distruge orice început de crustă, înainte ca aceasta să fi atins dimensiuni dăunătoare.

Considerăm că în instalaţiile mari, unde înălţimea patului fluidizat va fi cel puţin 1 m, prezenţa în pat a semicocsului deja format este suficientă pentru înlăturarea tendinţei de uşoară aglutinare a cărbunelui infurnat.

Pentru experimentări s-a folosit cărbune (Petrila-Aninoasa-Lonea) 0—10 mm spălat la 8—10% cenuşă şi măcinat la granulaţie 0—1, 0—2, 0—3 sau 0—4 mm, întrevăzîndu-se posibilitatea folosirii unor clase granulometrice superioare, cu condiţia ca materialul infurnat să reprezinte o granulometrie continuă. Totuşi, pentru folosirea semicocsului ca degresant, considerăm avantajos să se macine cărbunele brut şi nu semicocsul, la granulaţia menţionată mai sus.

S-a observat că lipsa uneia din fracţiunile granulometrice dăunează calităţii fluidizării, în schimb, procente nu prea ridicate de material fin (0—0,3 mm) ajută procesului de fluidizare în sine.

Amestecul granulometric folosit curent a fost următorul (tabela 2) :

Tabela 2

mm	3,0—1,0	1,0 —0,5	0,5—0,25	0,25—0,15	0,15—0,0
%	32,08	28,11	20,00	9,91	9,90

În tabela 3 sînt redate principalele caracteristici ale cărbunelui folosit.

Tabela 3

	Analiză imediată			Analiză elementară				Putere calorifică, kcal/kg
	U %	Cen. %	M.V. %	Cen. %	C %	H %	O_2+N_2 %	
Cărbune brut	3,90	8,91	37,6	8,9	65,0	5,2	17,0	6590
Cărbune uscat	—	9,27	39,2	—	—	—	—	6880
Masa combustibilă	—	—	43,2	—	75,2	6,3	18,5	7550

Conducerea procesului constă în a stabili practic debitul convenabil de cărbune brut şi agent fluidizat, astfel încît în cuptor să se formeze un pat fluidizat, omogen, iar particulele de material să fie menţinute în pat, la temperatura dorită, timpul necesar reducerii procentului de materii volatile la 12—16%.

Experimentările au arătat că este recomandabilă o alimentare pe cît posibil continuă, întreruperile dese dăunînd omogenităţii produsului principal, semicocsul. De asemenea trebuie menţionat că nu este posibilă determinarea exactă prin calcul a vitezei de fluidizare. Viteza reală corespunde nu cărbunelui brut şi particulei celei mai mari, ci unui amestec de cărbune şi semicocs, care umple cea mai mare parte a spaţiului de semicocsificare şi unui diametru mediu al particulelor.

In condiţiile fluidizării, particulele mici formează un mediu dens în care plutesc particulele mari.

Atît timp cît viteza agentului de fluidizare nu depăşeşte o anumită limită, antrenările de pudră fină sînt acceptabile (5—15%).

In instalaţia-pilot s-a lucrat cu viteze de ordinul 0,6—0,8 m/s pentru gazele arse *).

Presiunea cu care agentul de fluidizare trebuie adus la baza reactorului este în general egală cu greutatea şarjei plus rezistenţele de pe circuit, în total, în cazul de faţă fiind suficientă o presiune de 250—300 mm C.A.

*) *Se defineşte viteza de fluidizare, debitul de agent fluidizant, raportat la secţiunea reactorului presupus gol.*

Instalaţia a fost prevăzută cu un ventilator-aspirator, montat după degudronatorul final, pentru a asigura în anumite condiţii o presiune de ± 3—5 mm C.A. la ieşirea din ciclonul de desprăfuire.

Pe baza rezultatelor obţinute pînă în prezent, se poate afirma că semicarbonizarea prin fluidizare poate fi aplicată cu succes pentru toată gama cărbunilor existenţi.

Randamentul termic al instalaţiei este satisfăcător, scontîndu-se o îmbunătăţire substanţială a procesului în instalaţiile semiindustriale şi industriale, unde pierderile de căldură sînt simţitor reduse. Instalaţia a lucrat în regim continuu, prelucrînd cîteva vagoane de cărbune brun (PAL).

Pe baza rezultatelor obţinute în instalaţia-pilot, s-a trecut la executarea unei instalaţii semiindustriale, în general asemănătoare acelora descrise, avînd o capacitate probabilă de 1,0 tone cărbune/oră.

Obiectivul principal al experimentărilor a fost obţinerea unui degresant de calitate pentru uzina cocsochimică şi, în măsură mai mică, ne-am preocupat de calitatea gazului şi gudronului.

Reglarea caracteristicilor semicocsului, de obicei procentul de materii volatile, se efectuează cu ajutorul temperaturii patului fluidizat, practic foarte uniformă.

Aşa cum s-a arătat şi în altă parte, calitatea semicocsului este deosebit de uniformă ; analize efectuate pe clase granulometrice sau pe densităţi, au dat procente de materii volatile diferind cu maximum 1—1,5%.

Productivitatea obţinută în instalaţia-pilot, folosind gaze arse calde (1000—1200° C), a fost de 70—80 kg/h semicocs cu 11—16% materii volatile. Aceasta reprezintă o productivitate specifică de 25—30 tone semicocs pe m² de secţiune şi 24 ore, respectiv de cca. 28—35 ori producţia unui cuptor Ab-der-Halden, considerînd că acesta din urmă ar asigura o productivitate de 0,9 tone semicocs de calitate amintită, în 24 ore pe m² de secţiune.

In aceste condiţii, trebuie menţionat că patru cuptoare de fluidizare de cca. 2,3 m diametru (3 în funcţie şi 1 de rezervă) pot produce anual cca. 100 000 tone semicocs, adică echivalentul a 20 cuptoare Ab-der-Halden.

Randamentul termic al cuptorului poate fi comparat cu toate tipurile cu încălzire interioară cunoscute. In instalaţia-pilot s-au consumat 350—380 kcal pentru fiecare kg de cărbune brut semicarbonizat. In instalaţiile semiindustriale şi industriale, unde pierderile de căldură pot fi substanţial reduse, consumul de căldură va scădea la cca. 200—250 kcal/kg cărbune.

Experimentările au arătat că productivitatea creşte proporţional cu înălţimea patului, bineînţeles în interiorul limitei pentru care calitatea fluidizării se menţine satisfăcătoare.

La instalaţii mari, unde înălţimea patului poate atinge înălţimi de cîţiva metri, productivităţile specifice obţinute în pilot vor fi depăşite. De asemenea, folosirea aerului ca agent de fluidizare poate să aducă o nouă sporire a productivităţii, trecerea de la gaze arse la aer putîndu-se efectua fără modificări esenţiale ale instalaţiei, iar calitatea semicocsului menţinîndu-se la nivelul aceluia obţinut cu gaze arse.

Principalele caracteristici ale semicocsului obţinut sînt redate în tabela 4.

Tabela 4

	Analiză imediată			Analiză elementară				Putere calorifică, kcal/kg
	U %	Cen, %	M. V. %	Cen, %	C %	H %	O_2+N_2%	
Semicocs brut	5,4*	12,5	13,1	12,5	66,3	3,44	12,36	6312
Semicocs uscat	—	13,2	13,8	13,2	—	—	—	6680
Masa combustibilă	—	—	15,9	—	80,8	4,20	15,00	7637

*) Proba a fost luată după stingerea semicocsului cu apă

Infurnînd amestec PAL cu granulaţie 0—3 mm, s-a obţinut semicocs cu următoarea repartiţie granulometrică (tabela 5).

Tabela 5

mm	> 3,0	3,0 — 1,0	1,0 — 0,5	0,5—0,25	0,25—0,15	0,15—0,0
%	12,0	60,0	15,0	6,0	4,5	2,5

Folosind amestecul PAL s-a obţinut un randament în semicocs de cca. 70%, inclusiv praful colectat în ciclon.

Trebuie remarcat faptul că materialul colectat în ciclon are un conţinut de materii volatile în limite acceptabile (15—18%), respectiv poate fi întrebuinţat ca degresant.

De altfel procentul de materii volatile al prafului din ciclon constituie un preţios indiciu asupra desfăşurării procesului. Procentele de materii volatile depăşind 17—19%, se datoresc vitezelor de fluidizare prea ridicate, care antrenează pudra fină înainte de a se fi carbonizat.

O proprietate interesantă a semicocsului de fluidizare o constituie tendinţa redusă de autoaprindere. Cantităţi de cca. 3—5 tone au stat în atmosferă deschisă, în grămezi de peste 1 m înălţime, fără să prezinte puncte de foc sau supraîncălziri locale. Explicaţia acestei comportări este cercetată în prezent în laborator, urmînd a face obiectul unei comunicări ulterioare.

Semicocsul fabricat în pat fluidizat a fost încercat ca degresant în cuptoare-pilot. Rezultatele experimentărilor au arătat că proprietăţile degresante sînt cel puţin egale cu ale semicocsului de Ab-der-Halden.

Gazul de semicarbonizare, obținut cu gaze arse, ca agent fluidizant are o putere calorifică de 1000—1300 kcal/m³N, cifră care de altfel nu va putea fi cu mult depășită nici în instalațiile mai mari.

Compoziția medie a gazului de semicarbonizare obținut în pilot este următoarea :

Component	%
CO_2	14,8
CO	3,4
CH_4	9,9
H_2	10,5
N_2	61,4

Puterea calorifică inferioară 1250 kcal/m³N.

Întrebuințarea aerului ca agent de fluidizare va duce la un gaz cu putere calorifică simțitor mărită (1500—2500 kcal/m³N). Considerăm că pentru viitoarele instalații se va putea folosi aerul ca agent de fluidizare.

Cantitatea de gaz de semicarbonizare, cu caracteristicile amintite, obținută în instalația-pilot, pentru 100 kg/oră alimentare, a fost 80—95 m³N/h, respectiv 95 000—125 000 kcal/h.

În principiu, este deci posibilă conducerea independentă a procesului industrial, chiar atunci cînd se folosesc gaze arse ca agent de fluidizare.

Literatura menționează folosirea aburului supraîncălzit ca agent de fluidizare [6] sau a amestecului oxigen plus abur [5]. În ambele cazuri se obține un gaz de semicarbonizare cu putere calorifică ridicată (3000-4500 kcal/m³N), însă neajunsurile ce pot surveni nu compensează acest avantaj.

Considerăm că agentul de fluidizare cel mai indicat este aerul, lăsînd toată cantitatea de gaz de semicarbonizare disponibilă pentru alte întrebuințări.

Desprăfuirea nu a fost urmărită în mod special în timpul încercărilor noastre ; cu cicloane îngrijit dimensionate sau cu un multiciclon, se poate conta pe o desprăfuire satisfăcătoare, care să nu afecteze calitatea gudronului.

Pentru instalațiile industriale, ciclonul sau multiciclonul se montează în interiorul cuptorului, în spațiul de liniștire, cu reîntoarcerea prafului antrenat în patul fluidizat. În felul acesta sînt eliminate toate greutățile legate de izolarea ciclonului și de eventualele condensări de gudron în această parte a instalației.

De asemenea, subprodusele condensabile au fost puțin studiate, deoarece sistemul de recuperare existent nu corespunde recuperării totale, la producția mare realizată în timpul experimentărilor.

După date incomplete prezentate de literatură [4], în parte verificate de experimentările noastre, gudronul de fluidizare diferă de acela obținut în instalațiile clasice (cantitativ și calitativ) ca urmare a încălzirii rapide a materialului, a evacuării bruște a vaporilor de gudron din spațiul de semicarbonizare și în fine, ca urmare a lipsei supraîncălzirilor locale în instalație.

Studiul gudronului va constitui obiectul altei lucrări.

Concluzii

1. — Semicarbonizarea prin fluidizare se poate aplica în condiții optime tuturor categoriilor de cărbune, obținîndu-se un semicocs superior din punctul de vedere al omogenității și proprietăților de degresare.

2. — Față de instalațiile clasice, chiar cele cu încălzire interioară, cuptorul cu pat fluidizat prezintă o serie de avantaje : rapiditatea schimbului de căldură ; productivități ridicate ; aparataj redus și simplu ; posibilitatea de mecanizare și automatizare totală cu reducerea corespunzătoare a mîinii de lucru.

3. — Față de cuptoarele Lurgi, fluidizarea nu ridică probleme noi legate de spălarea cărbunilor sau modificarea fluxului tehnologic al actualelor spălătorii.

Bibliografie

[1] *Thau A.:* Brennstoffschwellung, vol. I Halle (Saale) 1949.

[2] *Nouvion F.:* Les methodes actuelles de l'industrie des carburants de synthese, 1948, pag. 84.

[3] *Hager R.:* Stadiul cunoștințelor științifice și al dezvoltării tehnice în semicocsificarea cărbunilor. Bergbau u. Energiewirtschaft, vol. 2, nr. 7—8/1949.

[4] *Johannsen A.:* Metoda de prăjire în pat fluidizat. Chem. Ing. Technik, vol. 24, nr. 2 (dosar IDT 32177).

[5] *Peytavy A.* și *Hahansta J.:* Semicarbonizarea huilei în pat fluidizat. Bulet. Soc. de Chem. Franc. 1955, fasc. 3, pag. 453—54.

[6] *Jekins S.:* Progresele ingineriei chimice în industria chimică. Chemistry and Industry nr. 35, 27, aug. 1955.

[7] *Asai K.* și *Tanno H.:* Fabricarea cocsului metalurgic pornind de la cărbunele birman, prin procedeul carbonizării în două trepte. Annales des Mines de Belgique nov. 1955, pag. 971—980.

[8] *Ionescu M.* și *V. Anghel:* Aplicațiile fluidizării în domeniul valorificării cărbunilor. Rev. Minelor 1956, nr. 5, pag. 242—248.

I. P. 2, c. 319

Könyvtár

Documentare

T. F. GORBACEV: Congresul de minerit şi metalurgie din Franţa. **(Kongress po gornomu i metallurgi vo Franţii) Ugoli,** 1956, aprilie, pag. 41—46, 6 fig., 5 tab.

In articol sînt cuprinse o serie de date de la Congresul de la Paris 1955 al societăţii de industrie minerale. Articolul se referă în special la exploatarea cărbunelui în Franţa.

Exploatarea cărbunilor în Franţa se efectuează la adîncimi medii de 447 m, iar jumătate din producţia de cărbune 54 224 000 t/an (în 1954) se obţine din strate cu grosimi sub 1,5 m. Peste 7% din producţie se obţine prin sistemul cu front lung faţă de 3,3% în sistemul cu camere şi stîlpi. Prăbuşirea se aplică la 58,6% din producţie iar rambleiajul complet la 29%. Lucrările miniere sînt susţinute în cea mai mare parte în metal (60,1%), lemn (21,5%), beton (11,5%).

Tăierea se efectuează în cea mai mare parte cu ciocanul de abataj (58% din producţie) şi cu explozivi (12%). Prin havare simplă şi prin plug nu se obţine decît cîte 0,7% din producţia totală. Productivitatea medie în 1954 a fost: la tăiere 5,44 t/post, în abataj 3,64 t/post, în sector 2 t/post, în subteran 1,51 t/post şi pe mină 0,995 t/post.

Transportul în abataj se efectuează în cea mai mare parte mecanic (72,6%), apoi gravitaţional (17%) şi numai în mică parte cu vagonete (8%).

Alimentarea cu energie se face în primul rînd cu aer comprimat, electrificarea fiind destul de limitată.

*** Dezvoltarea mineritului sovietic în Arctica **(Russian mining developments in the Arctic),** The Mining Journal, 15 iunie, 1956, pag. 742.

Marile resurse minerale ale Arcticii sînt exploatate pe o scară largă de către U.R.S.S., principala problemă pusă de această exploatare fiind construirea unor linii de transport pînă la consumatorii din sud. Astfel, între Marea Baltică şi Marea Albă au fost realizate căi ferate şi canale. Zona de NE a Mării Albe pare a fi cea mai bogată regiune de pe glob în cupru, tot aici găsindu-se carbune, tungsten, aur, fier, argint, plumb şi zinc. Zăcăminte importante de uranium au fost descoperite în Mongolia de Nord la Illi şi Chuchak.

In zona Peciora există un zăcămînt de cărbune de 400 milioane tone, 20 zăcăminte de aur, 24 de fier şi cupru şi 18 de grafit. Cărbunele este transportat pe calea ferată la Marea Albă.

In Spitzbergen se găsesc zăcăminte de cărbuni, asbest, zinc şi marmură. Cărbunele extras aici se va transporta la centrele industriale din Carelia şi pe peninsula Kola.

Exploatările din Siberia vor acoperi 25% din producţia anuală de cărbuni a ţării.

Transportul va fi efectuat pe mare pînă în Marea Kara şi Atlantic sau prin strîmtoarea Bering în Pacific.

De la zăcămîntul de cărbuni din Vorkuta s-a construit o cale ferată pînă la coasta mării Kara, în lungime de 700 mile.

P. CASA: Energia termică a mărilor **(Energia termica dos mares),** Engenharia, mineracao e metalurgia, aprilie, 1956, pag. 183—185, 2 fig., 6 ref. bibl.

In Africa Occidentală Franceză la Abiajan s-a construit o centrală electrică de 700 kW, care este prima instalaţie ce foloseşte energia termică a mărilor. Autorul aminteşte principiile şi caracteristicile acestei saţiuni şi arată importanţa acestor instalaţii pentru Brazilia care pe coasta de NE ar putea prin astfel de uzine să producă apă caldă, săruri etc.

Principiul constă în aspirarea apei de la 1000 m adîncime, unde are cca. 6°, plasînd-o la suprafaţă la o temperatură de 30°. Între cele două puncte poate funcţiona un motor termic conform principiului lui Carnot. Preţul de cost este similar celui obţinut într-o uzină hidraulică.

C.C. GODDARD: Transportul cu helicoptere în regiuni greu accesibile a utilajului de explorare **(Airlift is Bear Creek answer to short summer drill season),** World Mininig, iunie, 1956, pag. 60—61.

In articol se prezintă rezultatele obţinute în campania de explorări din 1955 în regiunea greu accesibilă din Glacier Peak, Washington (S.U.A.) folosind pentru transportul personalului şi al instalaţiilor un helicopter. Cheltuielile de zbor, folosind helicopterele unei întreprinderi de transport au fost de 100 $ oră de zbor şi 50 dolari pe zi cînd nu se zboară. Helicopterul folosit era de tip Bell 47-G cu motor de 200 CP. Transportul se efectua la o distanţă de 19 mile pe o diferenţă de nivel de 1 800 m. Incărcătura maximă la un transport era de 220 kg, zilnic efectuîndu-se transportul a cca. 2 500 kg. S-au transportat astfel cca. 450 tone revenind la un preţ de transport de cca. 38 cenţi/kg.

*** Tuburi flexibile de aeraj **(Flexibil tubing for mine ventilation),** The Mining Journal, 18 mai 1956. pag. 611.

In S.U.A. s-a realizat tubul Ventube 5740 care a lucrat în bune condiţii la o mină de cupru din Montana timp de 2 ani.

Tubul este confecţionat dintr-o ţesătură impregnată de nylon şi dublată pe ambele feţe cu neopren.

Se poate monta 30 m/h şi om, un tronson de 7,5 m tub cîntăreşte 6 kg, rezistenţa de porozitate este de 1,25 lb/m², şi cea hidraulică 200 lb.

* * *: O nouă combină folosind cărucior de perforare destinată săpării rapide de galerii şi tunele, **(New Jumbo carloading combine speeds development and tunnel work),** Engineering and Mining Journal, (1956), martie, pag. 92—95, 8 fig.

Articolul prezintă un nou utilaj de săpare compus dintr-un complex de încărcare şi transport şi dintr-un cărucior de perforare, ambele acţionate de un acelaşi tractor Diesel. Acest utilaj a permis realizarea a 12 m avansare pe zi în două schimburi cu cîte o echipă de 4 muncitori pe schimb. Ciclul este limitat la durata de perforare, împuşcare şi aeraj (cca. 3½ h). Perforarea a 40 găuri de mină realizate cu căruciorul cu 4 perforatoare, comandat de doi oameni durează 1—2 ore pentru lungimi de găuri de 3,6 m, iar durata de încărcare a găurilor şi de împuşcare este de 45 minute. Incărcătorul împreună cu tractorul circulă deasupra unui tren de vagonete. Urcarea tractorului şi a maşinii de încărcat deasupra vagonetelor se face prin intermediul unui plan înclinat secţionat şi mobil la 11° înclinare. După încărcare trenul cu vagonete părăseşte frontul de lucru. Vagonetele sînt de o construcţie specială, cu marginea superioară largă pentru a face posibilă circularea tractorului deasupra lor.

Ciclul de săpare se compune din: evacuarea gazelor (20 minute) după care maşina de încărcat este împinsă de tractor pe planul înclinat spre front, în timp ce trenul de vagonete este cuplat la planul înclinat. Incărcătorul este tras de tractor pe plan înclinat şi peste trenul de vagonete, descarcă şi operaţia se repetă pînă la evacuarea întregii cantităţi de rocă din frontul de lucru. Tractorul garează maşina de încărcat şi cuplîndu-se la căruciorul de perforare îl împinge spre frontul de lucru.

Instalaţia este indicată pentru înaintări cu lungimi reduse.

„REVISTA MINELOR" organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. al Ministerului Minelor și al Ministerului Industriei Chimice (Direcția Exploatărilor Miniere) Redacția : București, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon : 3.07.30 și 3.57.28 — Administrația și Casieria : Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor și subfilialelor A.S.I.T. din întreaga țară precum și prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinete tehnice în contul nostru de virament : Consiliul Central A.S.I.T. 071012 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin, București. — Tarif pentru întreprinderi : lei 96 anual : — Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri : lei 30 anual ; — Prețul unui exemplar : lei 5.

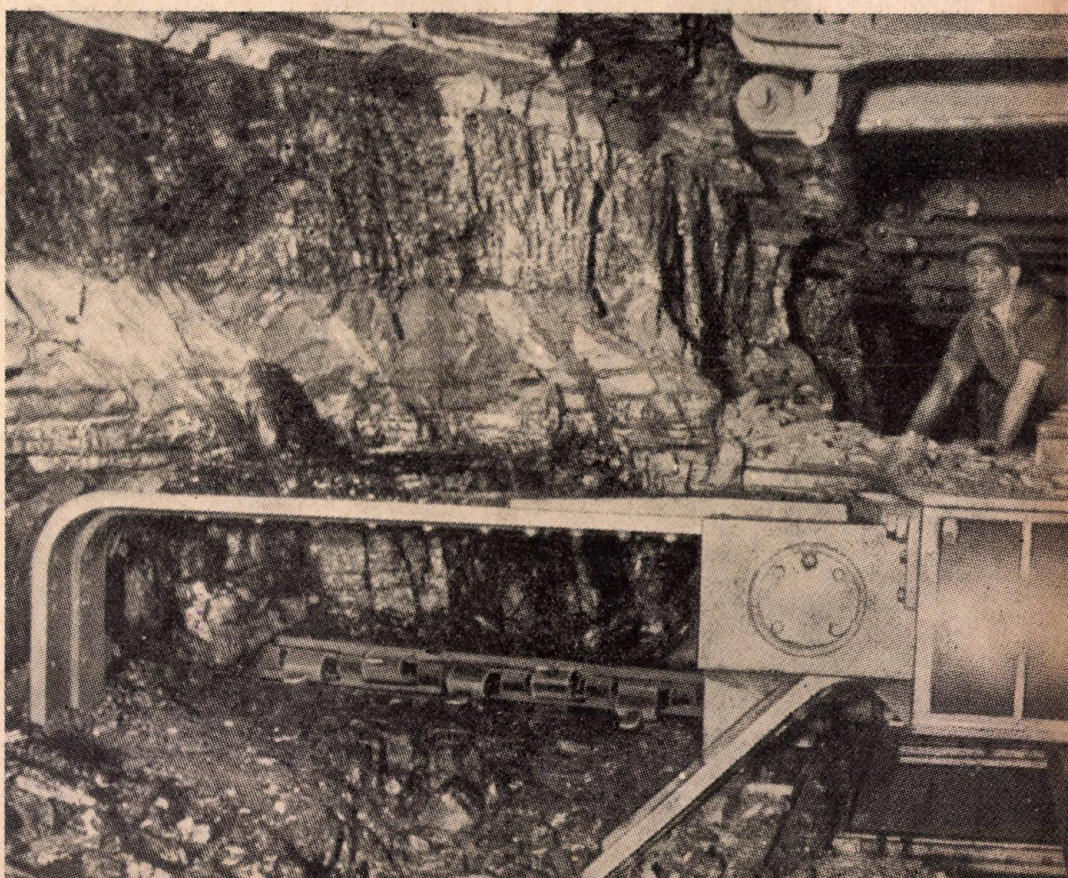
I. P. 2 — c. 319

Lei 5 exemplarul

E. 1433

KAT

Revista MINELOR



3

1957

ASIT

Martie
1957
Anul VIII
Nr. 3

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R. P. R., AL MINISTERULUI MINELOR ȘI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI CHIMICE (DIR. EXPL. MINIERE)

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 3.57.28 și 3.07.30

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA**, ing. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PĂCURARU**, prof. ing. **V. POBORAN**, prof. dr. ing. habil **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI.**

SUMAR

* * *: **Ședința lărgită a Consiliului Central al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor.** (Pag. 107).

MUNTEANU V.: **Recondiționarea unui puț de extracție la mina Anina.** Autorul prezintă modul în care au decurs lucrările de recondiționare ale unui puț de 944 m. adîncime, de la o mină de cărbuni. Datorită presiunilor, puțul a fost deviat și recondiționarea s-a bazat pe o serie de măsurători ale verticalității. Au trebuit reprofilați și resusținuți 319 m de puț. Pe tot timpul recondiționării extracția pe puț a fost oprită și lucrul s-a realizat la două nivele în puț, deservite cu materiale în mod separat. Realizarea lucrărilor de recondiționare într-un ritm susținut și la o calitate ridicată a permis repunerea puțului în funcțiune după 24 luni. **(Pag. 108—125).**

CAZACU V.: **Mecanizarea tăierii și încărcării cărbunilor în abataj și tendințele noi în construcția mașinilor folosite în aceste operații (III).** In ultima parte a referatului, autorul analizează condițiile tehnice miniere și posibilitățile actuale de folosire a tăierii și încărcării mecanizate (tăria cărbunilor, înclinarea și grosimea stratelor, comportarea coperișului și culcușului stratului și metoda de exploatare). Se analizează în continuare influența introducerii mecanizării tăierii asupra productivității muncii și se prezintă stadiul mecanizării și încărcării în minele de cărbuni din R.P.R. **(Pag. 126—140).**

SUPERCEANU C.: **Minerale rare în pegmatitele granitice din Banat (I).** Prezentul studiu semnalează o serie de minerale rare recent identificate în pegmatitele granitice de la Teregova din Banat. Columbitul, tantalitul, montebrasitul, spodumenul, zirconul, și molibdenitul au fost identificate prin analize microscopice, chimice, și spectrografice. In pegmatitele din dealul Tîlva de la Voislova au fost identificate beril verde, fluorapatit, turmalină și spessartin. **(Pag. 140—154).**

COMUNICĂRI ALE INSTITUTULUI DE CERCETĂRI MINIERE.

STOIAN A.: **Prepararea bauxitei din regiunea Pădurea-Craiului.** Autorul prezintă rezultatele obținute în prepararea unui minereu cu 53—55% Al_2O_3 și 5—5,5% SiO_2 și care a permis obținerea unui concentrat cu 58—60% Al_2O_3 și 2—2,2% SiO_2. **(Pag. 155).**

GLIGOR D.: **Prepararea minereului complex de la Dognecea.** Prin flotarea diferențială la o măcinare sub 0,25 mm a unui minereu cu 1,6% Pb; 3% Cu s-au obținut un concentrat cu 51% Pb, 4% Cu și 1 650 gr/t Ag și un concentrat cu 43% Zn și 10% Fe, extracțiile variind între 68 și 90%. **(Pag. 155).**

NOTE

NOUTĂȚI MONDIALE

Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA

REVISTA MINELOR

ANUL VIII — NR. 3 — MARTIE 1957

СОДЕРЖАНИЕ

* * *: **Расширенное Совещанис Центрального Совета Научного инженерно-технического Общества.** (стр, 107)

МУНТЯНУ В.: **Восстановление шахтного ствола на шахте Анина.** Автор описывает работы, проведенные по воостановлению шахтного ствола в 944 м. глубины на одной угольной шахте. Вследствие горного давления произошло искривление ствола. Его восстановление было основано на ряде измерений вертикальности. Явилось необходимым репрофилирование и перекрепление 319 м. ствола. В течение всего периода восстановления работа ствола была приостановлена причем работы по восстановлению осуществлялись на двух уровнях ствола, отдально обслуживаемых материалами. Работы были выполнены быстрыми темпами и высококачественно, благодаря чему ствол был снова введен в эксплуатацию спустя 24 месяца. (стр. 108-125)

КАЗАКУ В.: **Механизация выемки и погрузки угля в лавах и новые тенденции в области строительстве мащин, используемых в этих операцдях (III).** В последней части статьи автор рассматривает горнотехнические условия и существующие возмошности применения механизированпой выемки и погрузки (крепость угля, падение и мошность пластов, поведение кровли и подошвы пласта и метод эксплуатации). Далее рассматриваются влияние механизации выемки на производительность труда и излагается положение механизации выемки и погрузки в угольных шахтах РНР. (стр, 125-140)

СУПЕРЧАНУ К.: **Редкие минералы в гранитных пегматитах из Баната(I).** В настоящей работе отмечается ряд редких минералов, не давно обнаруженных в гранитных пегматитах у Тереговы в Банате. Колумбит, тантанит, ментебразит, сподумен, цирконий и молибден были обнаружены микроскипическими, химическими и спектрографическими анализами. В пегматитах на долине Тылба у местности Войслова были обнаружены зеленый берил, вторапатит, турмалин и опессертин. (стр. 140-154)

СООБЩЕНИХ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКОГО ГОРНОГО ИНСТИТУТА

СТОЯН А.: **Обогащение боксита в районе Падуря Крайулуй.** Автор приводит результаты достигнутыв при обогашении руды, содержащей 53 — 55% Al_2O_3 и 5—5,5% SiO_2 допустившие получение концентрата, содержащего 58—60% Al_2O_3 и 2—2,2% SiO_2. (стр. 155).

ГЛИГОР Д.: **Обогащение комплексной руды из Догнеча,** Путем днфференциированной флотации при помоле менее 0,25 мм руды содержащей 1,6% Pb, 3% 2n и 0,3% Cu был получен концен трат с 51% Pb, 4% Cu и 1650 г/т Ag и концентрат с 43% и 10%, причем экстракты колеблятся в пределях от 68 до 90%. (стр. 155).

ЗАМЕТКИ

ЗАРУБЕЖНЫЕ НОВОСТИ.

SUMMARY

* * *: **Enlarged session of the Central Committee of the Scientific Association of the Engineers and Technicians. (Pag. 107).**

MUNTEANU V.: **The reconditioning of a winding shaft at Anina mine.** The author unveils the way in which the work was carried in view of the reconditioning of a shaft of a 944 m depth at a colliery. The shaft was deviated owing to the pressure, and the reconditioning was based on different measures of the inclination. 319 m of the shaft were redressed and resustained .All along the reconditioning operations, the extraction was stopped and was carried on at two shaft levels separately provided with materials. The reconditioning operations were achieved sistematicaly, the shaft went into operation after 24 months of working. **(Pag 108—125).**

CAZACU V.: **Mechanization of cutting and loading coal in the face and the new trends concerning the construction of the machinery used in such operations (III).** In the last part of the report, the author analyses the mining technical conditions and the today possibilities of the use of mechanized cutting and loading (coal hardness, the strata inclination and depth, the state of things of the roof and bedding of a stratum and the exploitation method). Further on he analyses the influence of the introduction of the mechanization of cutting, on the labour productivity, displaying the nowadays state of the mechanization of cutting and loading in the collieries from Rumanian People's Republic. **(Pag. 125—140).**

SUPERCEANU C.: **The rare ore found in granitic pegmatites in Banat.** This study points out a various rare ores recently identified in the pegmatites in Teregova-Banat. The columbite, tantalite, montebrasite, spodumene, zirconium and molybdenite were identified by microscopical, chemical, and spectrografical analyses. In the pegmatites form Tîlva Hill from Voislova were identified green beryl. fluorapatite, tourmaline and spesartine. **(Pag. 140—154).**

REPORTS OF THE INSTITUTE FOR MINING RESEARCH

STOIAN A.: **Bauxite production from the Crai-Forest district.** The author unveils the results got at the ore dressing with 53—55% Al_2O_3 and 5—5,5% SiO_2, obtaining 58—60% Al_2O_2 and 2—2,2% SiO_2 concentrates. **(Pag. 155).**

GLIGOR D.: **Complex ore dressing at Dognecea.** By diferential flotation of a ore ground under 0,25 mm with 1,6% Pb, 3% Zn and 0,3% Cu, were got 5% Pb, 4% Cu, 1 600 gr/t Ag. concentrates, as well as one with 43% Zn and 10% Fe, the extracts varying between 68—90%. **(Pag. 155).**

NOTES

WORLD—NEWS

SOMMAIRE

* * *: **La séance du Conseil Central de l'Association Scientifique des Ingénieurs et des Techniciens de la R.P.R. (Page 107).**

MUNTEANU V.: **La reconstruction d'un puits d'extraction au charbonnage d'Anina.** L'auteur fait une description des travaux de reconstruction d'un puits de 944 m. de profondeur, appartenant à une mine de charbon. Les travaux ont été guidés par une série de mesurages de la verticalité, le puits étant fortement dévié à la suite des pressions lithostatiques. On a du en rétablir le profil et renouveller le soutènement pour 319 m. de puits. Durant la reconstruction l'extraction par le puits a été arrêtée, les travaux étant ménés à partir de deux nivaux de la mine séparément approvisionnés par des matériaux. Grace au rythme allègre et à la haute qualité des travaux, le puits a pu être remis en fonction après 24 mois d'interruption. **(Page 108—125).**

CAZACU V.: **La mécanisation du dépilage et du chargement du charbon dans le chantier d'abatage et les nouvelles tendences dans la construction des machines utilisées dans ces opérations (III)).** Dans la dernière partie de l'article, l'auteur fait une analyse des conditions techniques minières et des possibilités actuelles d'utilisation du dépilage et du chargement mécanisés (la dureté du charbon, l'inclinaison et l'épaisseur des couches, le comportement du toit et du mur et la méthode d'exploitation). L'influence de la mécanisation du dépilage sur la productivité du travail est également analysée et on présente à la fin l'état actuel de la mécanisation du dépilage et du chargement dans les charbonnages de la R.P.R. **(Page 126—140).**

SUPERCEANU C.: **Des minéraux rares dans les pegmatites granitiques du Banate (I).** On signale dans cet étude une série de minéraux rares récemment identifiés dans les pegmatites granitiques de Térégova dans le Banate. La columbite, la tantalite, la montebrasite, le spodumen, le zircon et la molybdénite ont été identifiés par des analyses microscopiques, chimiques et spéctrographiques. Dans les pegmatites de Dealul Tîlva à Voïslova on a identifié: le béryl vert, la fluorapatite, la tourmaline et la spessartine. **(Page 140—154).**

COMMUNIQUES DE L'INSTITUT POUR RECHERCHES MINIERES.

STOIAN A.: **La préparation de la bauxite de la région de Padurea Craiului.** L'auteur présente les résultats obtenus dans la préparation d'un minerai à 53—55% Al_2O_3 et 5—5,5% SiO_2 qui ont permis d'obtenir un concentré avec 58—60% Al_2O_3 et 2—2,2% SiO_2. **(Page 155).**

GLIGOR D.: **La préparation du minerai complèxe de Dognecea.** Par la flotation différentielle d'un minerai à 1,6% Pb, 3% Zn et 0,3% Cu cassé sous 0,25 mm on a obtenu un concentré avec 51% Pb, 4% Cu et 1650 g/t Ag et un concentré avec 43% Zn et 10% Fe, les extractions variant entre 68 et 90%. **(Page 155).**

NOTES
NOUVELLES DU MONDE

INHALT

* * *: **Die Sitzung des Zentralrats des Wissenschaftlichen Vereins Rumänischer Ingenieure und Techniker. (Seite 107).**

MUNTEANU V.: **Der Wiederaufbau eines Förderschachtes des Kohlenbergwerks Anina.** Der Verfaser stellt die für den Wiederaufbau eines 944 m tiefen Schachtes des Kohlenbergwerks Anina angewandte Arbeitsweise dar. Den Wiederaufbauarbeiten musste man eine Reihe von Lotmessungen zu Grunde legen, da der Schacht, infolge des Gebirgsdrucks, starke Abweichungen von der Senkrechten zeigte. Es erwies sich als nötig 319 m des Schachtes an den ursprünglichen Querschnitt anzubringen und neu auszubauen. Die Arbeiten des Wiederaufbaues, fanden, bei der vollkommenen Stillegung der Förderung, an zwei unabhängig mit Materialen versorgten Schachtsohlen statt. Die Durchführung dieser Arbeiten in einem aushaltenden Rhythmus und bei einem hohen Qualitätsniveau hat die Wiederinstandesetzung des Förderschachtes nach 24 Monaten möglich gemacht. **(Seite 108—125).**

CAZACU V.: **Die Mechanisierung der Gewinnungs- und Ladearbeiten der Kohle im Abbau und die neue Tendenz bei dem Bau der gehörigen Maschinen (III).** In dem letzten Teil des Aufsatzes werden die bergtechnischen Bedingungen und die gegenwärtigen Möglichkeiten der Einführung der Gewinnung und des Ladens mit mechanischen Mitteln erörtert, wobei die Kohlenhärte, die Neigung und Mächtigkeit der Flöze, das Behalten des Hangenden und Liegenden sowie die Abbaumethode berücksichtigt werden. Zum Schluss, nach einer Untersuchung des Einflusses der mechanischen Kohlengewinnung auf die Arbeitsproduktivität, wird das heutige Stadium der Mechanisierung der Gewinnung und des Ladens in den Kohlenbergwerken der rumänischen Volksrepublik dargelegt. **(Seite 126—140).**

SUPERCEANU C.: **Seltene Mineralien in den granitischen Pegmatiten vom Banat (I).** In diesem Aufsatz wird die Mitteilung über den Nachweis einer Reihe seltener Mineralien in den granitischen Pegmatiten von Teregova in dem Banat gemacht. Durch mikroskopische, chemische und spektrographische Untersuchung sind Niobit, Tantalit,, Montebrasit — Amblygonit, Spodumen, Zirkon und Molybdänglanz festgestellt worden. In den Pegmatiten von Dealul Tîlva bei Voislova sind gleichfalls grüner Berill, Fluorapatit, Turmalin und Spessartin nachgewiesen worden. **(Seite 140—154).**

MITTELUNGEN DES INSTITUTS FÜR BERGBAUFORSCHUNGEN.

STOIAN A.: **Die Aufbereitung des Bauxits aus der Gegend von Pădurea Craiului.** Es werden die Ergebnisse der Aufbereitung eines Erzes mit 53—55% Al_2O_3 und 5—5,5% SiO_2 dargestellt. Diese Aufbereitung hat die Austragung eines Konzentrats mit 58—60% Al_2O_3 und 2—2,2% SiO_2 möglich gemacht. **(Seite 155).**

GLIGOR D.: **Die Aufbereitung der Nichteisenerze von Dognecea.** Durch die differentielle Schwimmung eines Erzes mit 1,6% Pb; 3% Zn und 0,3% Cu bei einer Zerkleinerung unter 0,25 mm ist ein Konzentrat mit 51% Pb, 4% Cu und 1650 g/t Ag sowie ein Konzentrat mit 43% Zn und 10% Fe erzielt worden. Die Austräge schwankten dabei zwischen 68 und 90%. **(Seite 155).**

NOTITZEN
NEUIGKEITEN AUS ALLER WELT

Ședința lărgită a Biroului Consiliului Central A.S.I.T.

La 28 ianuarie a. c. la Consiliul Central A.S.I.T. a avut loc ședința cu președinții și secretarii filialelor regionale A.S.I.T., președinții și secretarii tehnici ai secțiilor de specialitate din Consiliul Central A.S.I.T., redactorii responsabili ai publicațiilor A.S.I.T., și numeroși activiști ai A.S.I.T. Ing. O. Rusu, prim-secretar al Consiliului Central A.S.I.T., a prezentat un referat cu privire la sarcinile Asociației ca urmare a Hotărîrilor Plenarei C.C. al P.M.R. din 27—29 decembrie 1956. În cele ce urmează se va face o expunere succintă a principalelor teze ale referatului.

1. Dezvoltarea problemelor ridicării nivelului de trai al poporului muncitor, principala preocupare a Asociației. Elementul esențial al unui program de dezvoltare economică a unei țări este, după cum se știe, dezvoltarea industriei, factor hotărîtor al ridicării nivelului de trai al poporului. Creșterea nivelului de trai mai este condiționată de proporțiile ce se stabilesc în repartizarea venitului național între cele trei mari domenii: consum, acumulări și rezerve. Plenara a indicat ramurile de dezvoltare ale industriei grele în viitor, arătînd necesitatea centrării resurselor rezultate din acumulare în sectoarele care dau eficacitatea economică maximă. Un astfel de sector este industria chimică unde condițiile oferite de bogăția materiei prime creează posibilități multiple. O dată cu dezvoltarea industriei chimice se va acorda o atenție deosebită ramurilor: minieră, petroliferă, energetică, materiale de construcții, precum și marilor lucrări începute în primul cincinal.

O altă condiție pentru ridicarea nivelului de trai este existența bunurilor materiale, la dispoziția consumatorilor.

Activitatea A.S.I.T. trebuie să se dezvolte și în viitor multilateral cuprinzînd preocupările tuturor ramurilor de producție, călăuzindu-se însă după indicația că toate ramurile economiei naționale trebuie să conlucreze la mecanizarea și chimizarea agriculturii, la creșterea producției agricole și a bunurilor de larg consum, necesare îmbunătățirii continue a aprovizionării populației. Astfel, plenara a hotărît orientarea industriei constructoare de mașini spre producția de mașini și utilaj necesar agriculturii, de utilaje petrolifere miniere și mijloace de transport. Industria chimică a fost orientată spre producția de îngrășăminte chimice și insecto-fungicide destinate agriculturii, precum și fibre sintetice și mase plastice pentru bunuri de larg consum. Construcția de locuințe într-un timp scurt și de calitate corespunzătoare va lua o mare dezvoltare.

2. Ridicarea productivității muncii și reducerea prețului de cost prin organizarea științifică a producției, preocupare permanentă a Asociației. Ridicarea productivității muncii și reducerea prețului de cost necesită un permanent progres al științei și tehnicii, introducerea în producție a celor mai noi cuceriri ale acestora. Reducerea cheltuielilor de producție paralel cu dezvoltarea producției trebuie să fie obținută prin folosirea mai bună a utilajului de producție existent, modernizarea utilajului, modernizarea întreprinderilor. Totodată, trebuie introduse procedee tehnologice noi, moderne, folosite rezervele de materii prime, materiale, energie, însemnate rezerve ale ridicării productivității muncii și reducerii prețului de cost. Asigurarea unei bune aprovizionări, gospodărirea justă a materialelor, constituie chei ale realizării planului de producție. Folosirea unei tehnologii învechite duce la un consum ridicat de materiale și, în consecință, la mărirea greutății multor agregate. În privința economiei de materii prime, un accent deosebit se pune pe economia metalului. Totodată, o atenție deosebită trebuie acordată economisirii combustibilului și energiei prin reducerea consumurilor specifice.

A.S.I.T. are datoria de a dezbate cu competență problemele organizării științifice a producției, să propună soluții în scopul obținerii unei înalte productivități, un preț de cost minim și o calitate superioară.

În scopul ridicării nivelului de trai, plenara a luat hotărîri privind îmbunătățiri în domeniul salarizării care constă în ridicarea salariului nominal și salariului real cît și în cointeresarea materială a oamenilor muncii la ridicarea tehnico-economică a producției. Plenara a hotărît — în acest sens — înfăptuirea unei normări mai bune a muncii. Pentru o justă rezolvare a problemei normării este nevoie să se asigure o temeinică pregătire tehnologică a fabricației.

3. Participarea mai activă a inginerilor și tehnicienilor ca și a Asociației la rezolvarea problemelor organizării științifice și conducerii producției. Sarcinile și răspunderea colectivelor din întreprinderi au crescut simțitor prin reducerea centralismului excesiv. Posibilitățile și drepturile conducerilor din întreprinderi s-au lărgit foarte mult. Inițiativa oamenilor muncii joacă un rol important în conducerea și realizarea economiei. Una din formele cele mai eficace de participare a maselor la conducerea producției o constituie consfătuirile de producție.

Cercurile A.S.I.T. au datoria de a colabora cu sindicatele în organizarea acestor consfătuiri, de a dezbate problemele producției și a propune soluții eficiente.

Recondiționarea unui puț de extracție la mina Anina

Ing. V. Munteanu

Zăcămintele de cărbuni din regiunea Steierdorf-Anina sînt localizate în formațiunea productivă a liasului inferior. Ele sînt formate exclusiv din huilă grasă cocsificabilă și apar sub forma unei cute anticlinale cu direcția NNE-SSV avînd stratele situate pe cele două flancuri, estic și vestic.

Înclinarea stratelor este de 45—90°, iar în flancul estic uneori sînt răsturnate.

Deși condițiile de lucru sînt foarte mult îngreunate de presiunile mari, aerajul nesatisfăcător, aflux mare de apă etc., condiții create de adîncimea la care se găsește exploatarea, mina Anina este necesară industriei noastre prin faptul că ea furnizează o huilă cocsificabilă autohtonă de bună calitate, necesară industriei metalurgice.

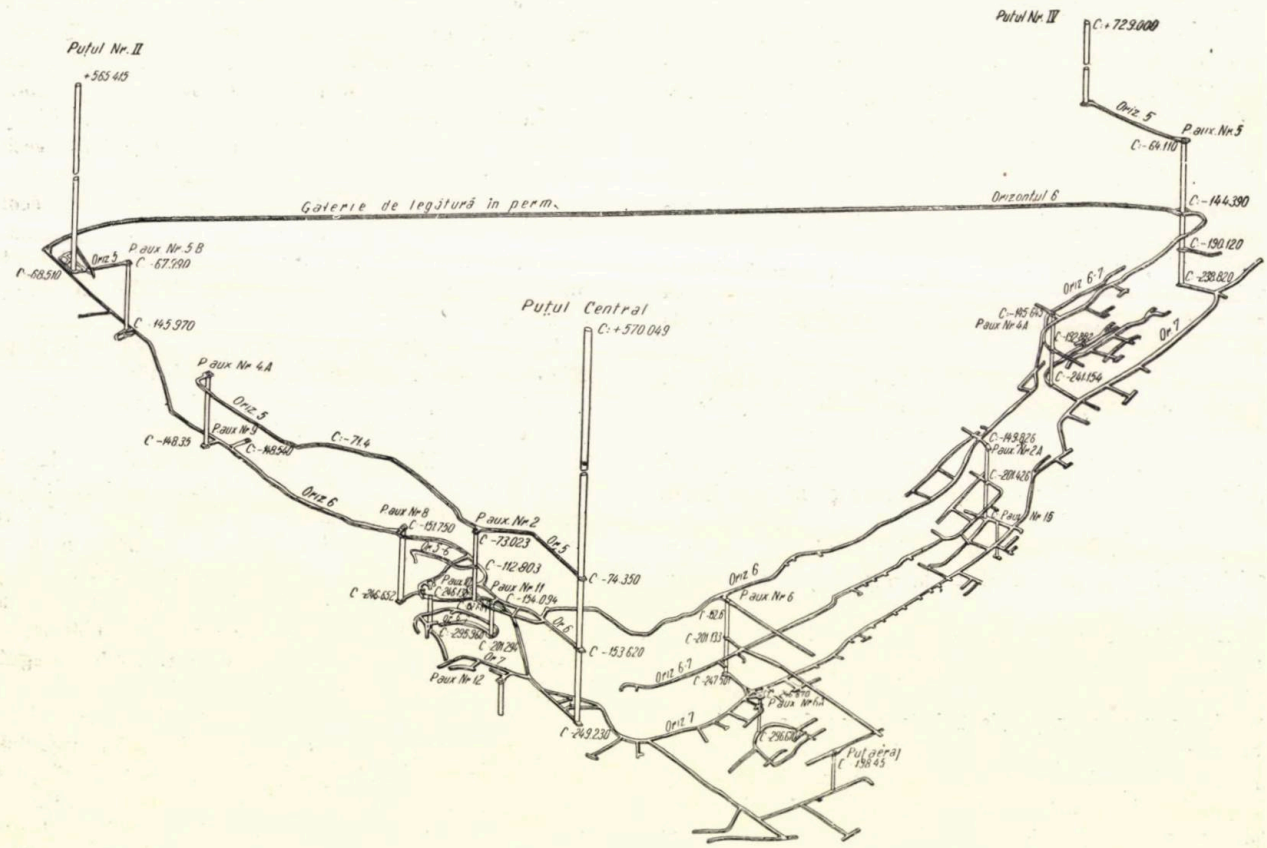


Fig. 1. Harta izometrică a Minei Anina

În ordinea depunerii lor avem trei pachete de strate cuprinzînd opt strate de huilă și un strat de argilă refractară.

Producția a crescut treptat, exploatarea adîncindu-se astfel încît astăzi mina Anina este cea mai adîncă mină din țară și printre cele mai adînci din Europa.

Mina Anina este legată la zi prin trei puțuri: (fig. 1).

Primele două puțuri au fiecare vechimea de circa 100 ani și necesită, în situația actuală, multă întreținere, iar pe altă parte, ambele fiind plasate la limita zăcămîntului, nu permit organizarea unui transport rațional în subte-

ran, ele avînd numai rolul de a asigura aerajul.

Puţul central nr. 1 sau puţul principal „Gh. Gheorghiu-Dej" are gura la cota +570,049 şi o adîncime totală de 944,270 m. Este deservit de o maşină de extracţie cu aburi şi tamburi cilindrici, cu colivii bietajate cu 2 vagonete pe etaj.

Problemele principale legate de buna deservire a minei Anina sînt rezolvate satisfăcător de puţul principal.

Acest puţ avînd o adîncime mare, coliviile pot, în condiţii normale de lucru, să atingă viteze de 20 m/s la extracţia materialelor şi 12 m/s la extracţia personalului.

Faţă de celelalte două puţuri are şi avantajul de a fi plasat central şi are legătură cu toate orizonturile de transport ale minei, asigurîndu-se astfel posibilitatea organizării unui transport raţional subteran.

Ţinînd seamă de factorii enumeraţi mai sus putem afirma că existenţa minei Anina poate fi asigurată numai prin buna păstrare a puţului principal.

Regiunea în care a fost amplasat puţul central nr. 1 a suferit multe frămîntări şi mişcări tectonice, puţul însuşi străbătînd nouă falii importante la diferite adîncimi. Majoritatea acestor falii este grupată în partea superioară a puţului.

La adîncimile de 60 şi 100 m puţul a întîlnit două strate acvifere care au fost captate.

Începînd de la suprafaţă, puţul străbate pe o lungime de circa 8 m Callovianul reprezentat prin calcare masive, de culoare roşcată-brună-verzuie şi foarte rezistente, uneori conţinînd şi silexuri.

Între adîncimile 8—302 m, pe o lungime de 294 m, puţul străbate Doggerul format din marne calcaroase gresoase şi şistoase, cu incluziuni modulare de silex.

Între adîncimile 302 şi 776 m, pe o lungime de 474 m, puţul străbate liasul superior reprezentat prin şisturi argiloase-bituminoase-cărbunoase cu sferosiderită, colorate brun închis pînă la negru şi fiind foarte friabile şi alunecătoare.

Între adîncimile 776 şi 886 m, pe o lungime de 110 m, puţul străbate liasul inferior productiv constituit din gresii fine, conglomerate cuarţoase, şisturi argiloase cărbunoase şi strate de cărbuni şi de argilă refractară.

Între adîncimile 886 şi 924 m, pe o lungime de 38 m, puţul străbate Doggerul format din marne şistoase, gresoase şi compacte.

Între 924 şi 944 m, 279 m străbate liasul superior format din şisturi bituminoase foarte friabile şi alunecătoare (fig. 2).

Puţul central are o vechime de peste 82 ani (săparea sa a început la 9.IV.1874).

Profilul transversal al puţului constă din patru arce de la suprafaţă pînă la adîncimea de

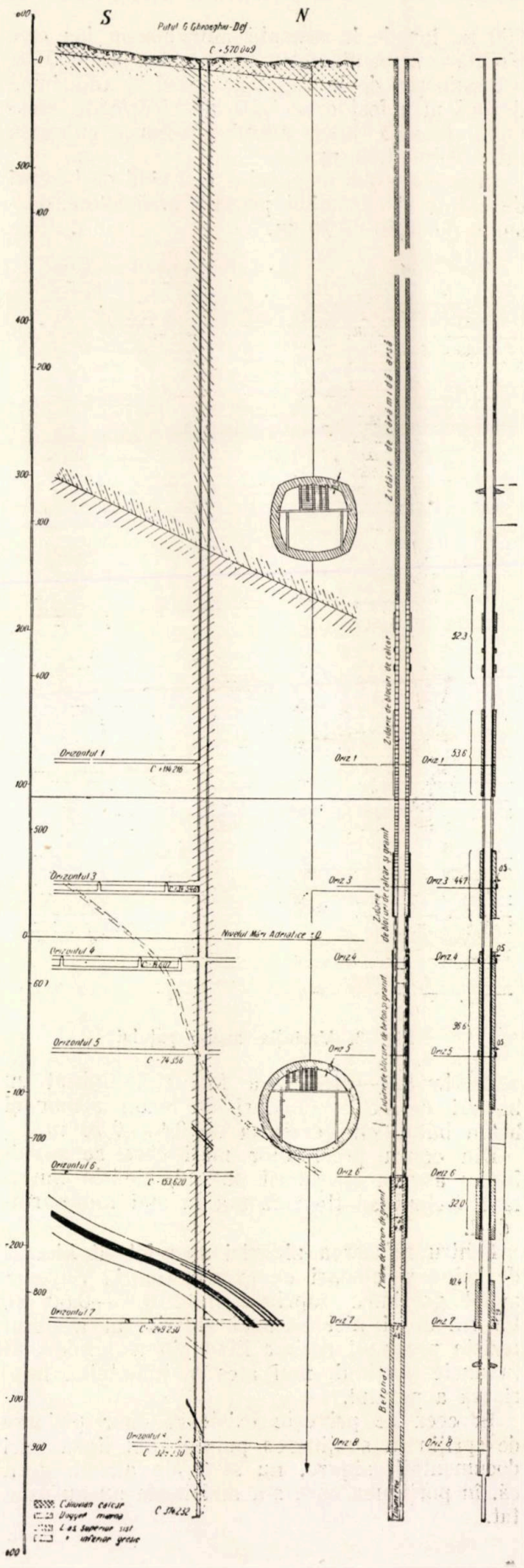


Fig. 2. Profilul geologic prin puţ şi natura zidăriei

550 m, iar de la această adîncime în jos este circular cu un diametru inițial liber de 5,00 m.

Susținerea de la suprafață pînă la adîncimea de 350 m a fost executată din zidărie de cărămidă presată arsă avînd grosimea cuprinsă între 0,40—1,00 m.

Între 350—528 m puțul a fost zidit cu blocuri de calcar și cărămidă presată arsă avînd grosimea de 0,50—0,70 m.

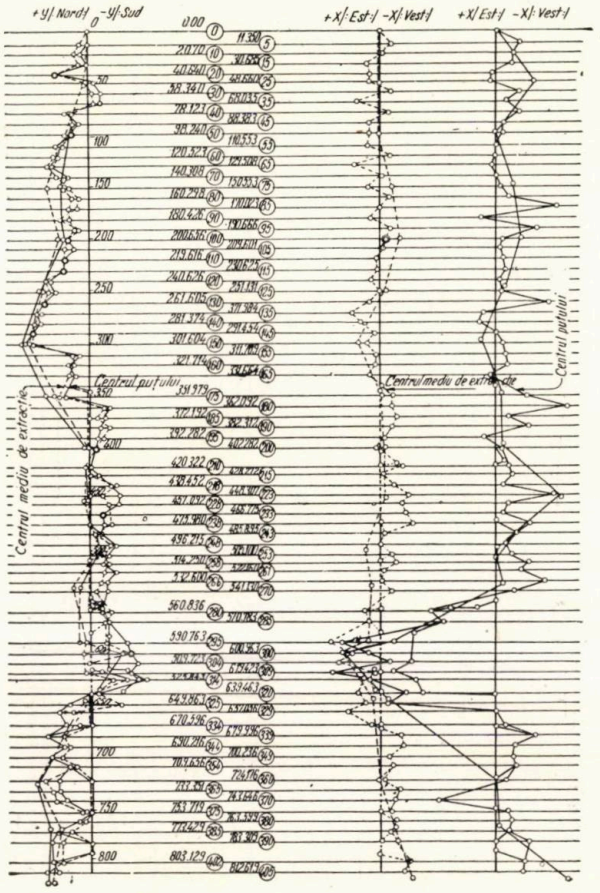


Fig. 3. Variația axului puțului.

De la 528—915 m a fost zidit inițial cu blocuri de beton, blocuri de beton armat și beton bătut, cu grosimea de 0,40—0,70 m.

Din cauza presiunilor mari care se manifestau asupra susținerii puțului, zidăria inițială a trebuit să fie refăcută în mai multe rînduri.

Pentru refacerea zidăriei s-au folosit blocuri de beton și blocuri de granit, zidăria refăcută avînd grosimea cuprinsă între 0,45—0,60 m. La rîndul ei nici această zidărie nu a putut rezista presiunii rocilor fiind din nou înlocuită în unele porțiuni, mai ales în jumătatea inferioară a puțului.

În ceea ce privește existența unor picioare de sprijin în susținerea puțului, din lipsa unei documentații sigure, nu se poate afirma decît că, în porțiunea care s-a rezidit ele nu au existat.

Situația puțului central nr. 1 înainte de recondiționare

Degradarea susținerii puțului

Din datele existente la mina Anina se constată că degradarea zidăriei puțului s-a făcut treptat. Degradări mici, inițial superficiale, s-au extins atît la suprafața zidăriei cît și în profunzime.

De la apariția lor s-au luat măsuri de refacere însă apăreau alte degradări, în alte porțiuni ale puțului sau aceleași degradări se extindeau într-un ritm mai accelerat decît înaintau lucrările de reparație.

Ca o consecință a creșterii degradărilor, starea susținerii puțului s-a înrăutățit amenințînd cu surparea parțială sau totală, periclitînd însăși existența minei Anina și impunînd luarea unor măsuri radicale de refacere.

În 1953, Ministerul Industriei Cărbunelui constată necesitatea opririi extracției prin acest puț în cel mai scurt timp și se propune întocmirea unui proiect de refacere a lui.

Devierea axei puțului

Poziția centrului puțului de la suprafață și pînă la orizontul VII prezintă abateri mari. Aceste dezaxări variază între 0—600 mm depășind însă uneori și această limită, ajungînd la adîncimea de 620 m la valoarea maximă de 850 mm.

Nici axa de extracție nu și-a păstrat verticalitatea, avînd în general abateri care urmăresc aproximativ alura axei coloanei puțului, însă fiind în general sub 310 mm față de axa normală de extracție.

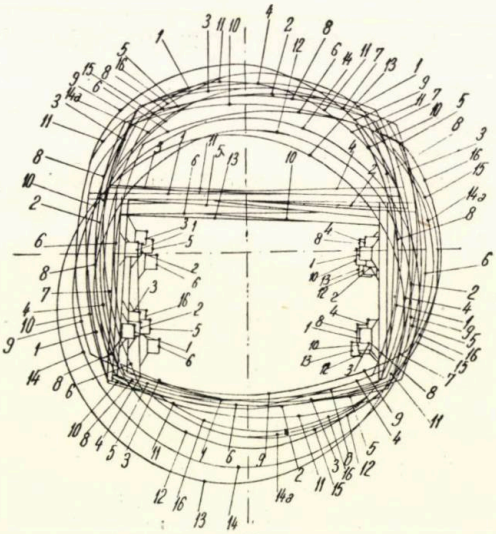


Fig. 4. Profile suprapuse.

Considerînd însă faptul că abaterile variază pe lungimi relativ scurte dintr-o parte în cealaltă a centrului puțului, vom avea valoarea absolută a abaterilor destul de mare, creîndu-se astfel coturi și devieri mari (între 620—680 m abaterea absolută este este 955 mm).

În figura 3 se pot urmări abaterile constatate.

Modificarea profilului transversal

Din cauza degradării zidăriei puțului și din cauza presiunii, secțiunea puțului variază pe toată lungimea lui (fig. 4).

De la suprafață pînă la adîncimea de 548 m secțiunea puțului are profilul alcătuit din 4 arce avînd lungimile arcelor cuprinse între 395—450 cm, în loc de 410 cm cît a fost inițial. Mărirea profilului de la 410 cm la 450 cm se datorește eroziunii pereților. Desprinderea din pereții puțului a unor porțiuni mari de zidărie a mărit secțiunea în dauna grosimii zidăriei.

De la adîncimea de 548 m în jos profilul transversal al puțului este circular sau aproape circular, avînd diametrul cuprins între 405—480 cm, în loc de 500 cm cît a fost inițial.

Această reducere a secțiunii puțului a fost cauzată de presiune.

Cauzele degradării

Factorii principali care au influențat degradarea susținerii puțului sînt:

— Amplasarea puțului într-o regiune puternic faliată.

— Formațiunile geologice și rocile pe care le-a străbătut și în special șisturile liasice foarte friabile și alunecătoare a căror grosime este de 474 m.

— Delimitarea nerațională a pilierului de siguranță al puțului.

— Explozia a 940 kg dinamită gomă în anul 1920 în rampa oriz. III la circa 30 m de la puț.

— Susținerea neomogenă și neuniformă a puțului, care a creat presiuni neregulate în lungimea și secțiunea puțului.

— Utilizarea unor materiale necorespunzătoare la susținerea puțului avînd în vedere presiunile mari existente.

Începînd din anul 1920 nu s-au executat în puț reparații capitale, cu oprirea extracției. Pentru perioada anterioară nu se cunosc datele.

Rezidirea pe tronsoane scurte, în porțiunile cele mai periclitate nu a dus la îndreptarea pereților puțului și nici la omogenizarea zidăriei.

— Neverticalitatea pereților puțului și a compartimentului de transport a dat naștere la șocuri puternice asupra ghidajelor, a moazelor și a pereților puțului în timpul transportului.

— Stratele acvifere întîlnite precum și apele din lucrările vechi subterane, pătrunzînd în spatele zidăriei au umflat rocile înconjurătoare și în special șisturile, dînd naștere la presiuni excepțional de mari în pereții puțului.

Un exemplu elocvent în această privință este porțiunea de zidărie de sub oriz. IV care, fiind refăcută cu blocuri de granit groase de 50 cm, nu a putut rezista presiunilor decît 5—6 ani.

Nu se poate aprecia exact cu cît a contribuit fiecare din factorii enumerați mai sus la degradarea susținerii puțului. În timp însă fiecare a influențat defavorabil asupra stării puțului și a agravat zi cu zi procesul de slăbire a susținerii.

Oprirea extracției prin puț și punerea lui în reparație capitală

În ultimii ani s-au luat în permanență măsuri de reparație a zidăriei puțului, prin reducerea vitezei și a timpului de extracție, majorîndu-se în permanență timpul afectat lucrărilor de întreținere și de reparație a puțului, stabilindu-se în același timp și grafice de lucru, însă ritmul în care au progresat degradările zidăriei a depășit cadența în care s-au executat lucrările de reparație a zidăriei. Încercările făcute în vederea accelerării lucrărilor de reparație, prin suprapunerea operațiilor de reparație cu extracția prin puț, nu au dat rezultate din cauza pericolului de surpare a zidăriei puțului.

La fiecare revizie executată în puț se putea distinge apariția de noi degradări în zidăria puțului și extinderea degradărilor vechi atît pe suprafața, cît și în profunzimea zidăriei.

Ca o consecință imediată a degradărilor și a presiunii au început să fie dislocate porțiuni întregi din zidăria puțului care să rămînă sprijinite doar pe moaze, conducte și cabluri.

Au început de asemenea să se desprindă bucăți din zidărie și în căderea lor să provoace deranjamente.

Un astfel de bloc de circa 3 t s-a desprins din zidăria puțului în ziua de 24.V.1954, și în căderea lui a deschis peretele puțului pînă la șist.

Comisiile de tehnicieni care au fost însărcinate de Ministerul Industriei Cărbunelui cu fixarea măsurilor de întreținere și refacere a puțului au constatat că zi de zi starea puțului se înrăutățește și singura măsură eficace ar fi oprirea extracției prin puț și punerea lui în reparație capitală.

În urma sezisărilor acestor comisii și a unei verificări amănunțite a situației puțului (vezi figurile 5 a, b, c, și d) s-a dispus oprirea extracției prin puț și urgentarea executării proiectului tehnic și de execuție pentru recondiționarea puțului, astfel că în luna iunie 1954 s-au putut începe lucrările de refacere a acestui puț.

Tabela 1

Porțiunea	1	în lung. de	4 m	cuprinde	adîncimile	303—307 m
„	2	„	„ 25 m	„	„	345—372 m
„	3	„	„ 4 m	„	„	380—384 m
„	4	„	„ 6 m	„	„	390—396 m
„	5	„	„ 58 m	„	„	416—474 m
„	6	„	„ 45 m	„	„	510—555 m
„	7	„	„ 97 m	„	„	572—639 m
„	8	„	„ 45 m	„	„	709—754 m
„	9	„	„ 36 m	„	„	783—819 m

Total s-au rezidit 319 m de puț.

S-a stabilit în urma reprofilărilor executate în puţ în luna mai 1954 că este necesar a se face amenajarea puţului pe toată adîncimea sa şi rezidirea în nouă porţiuni (tabela 1).

Măsurile luate pentru recondiţionare

In vederea începerii lucrărilor de refacere a puţului a fost necesar să se ia unele măsuri pentru a se asigura continuitatea lor.

Măsuri preliminare

— Copturirea pereţilor şi desprinderea bucăţilor mici, care prin căderea lor ar putea provoca accidente de persoane.

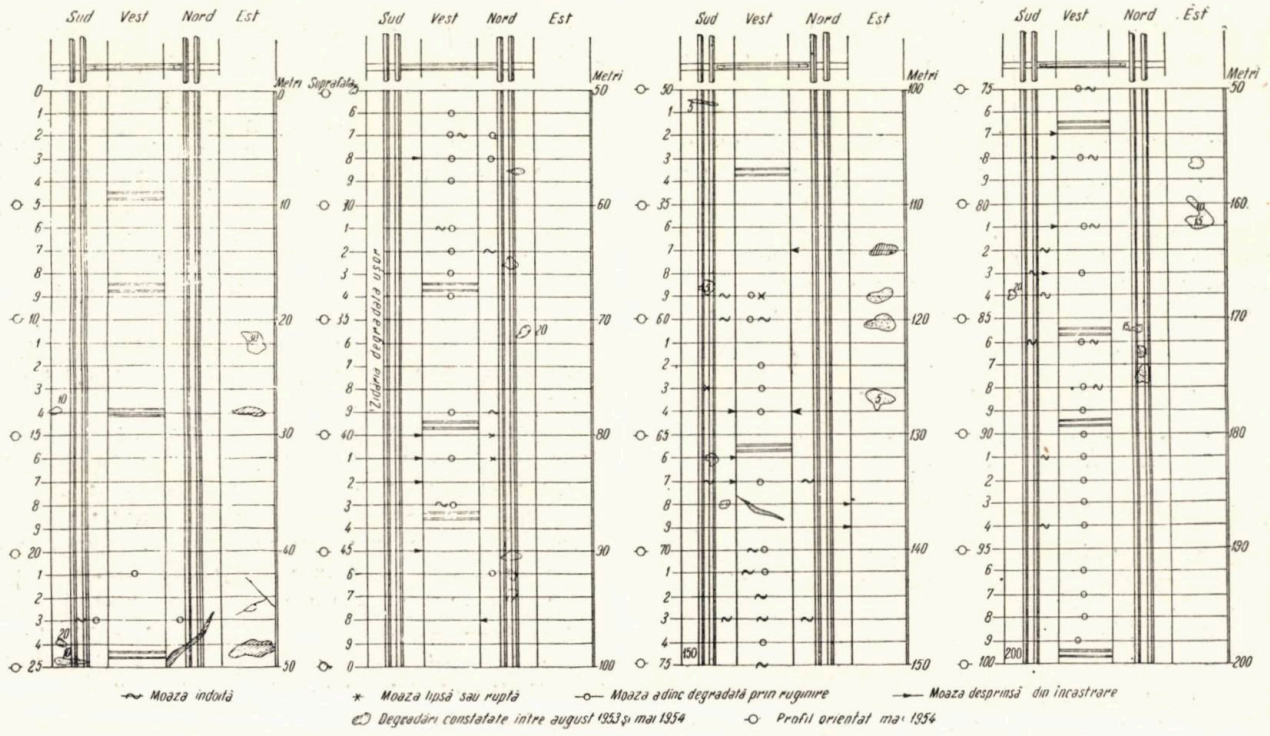


Fig. 5 a. Desfăşurarea puţului între cota 0—200 m.

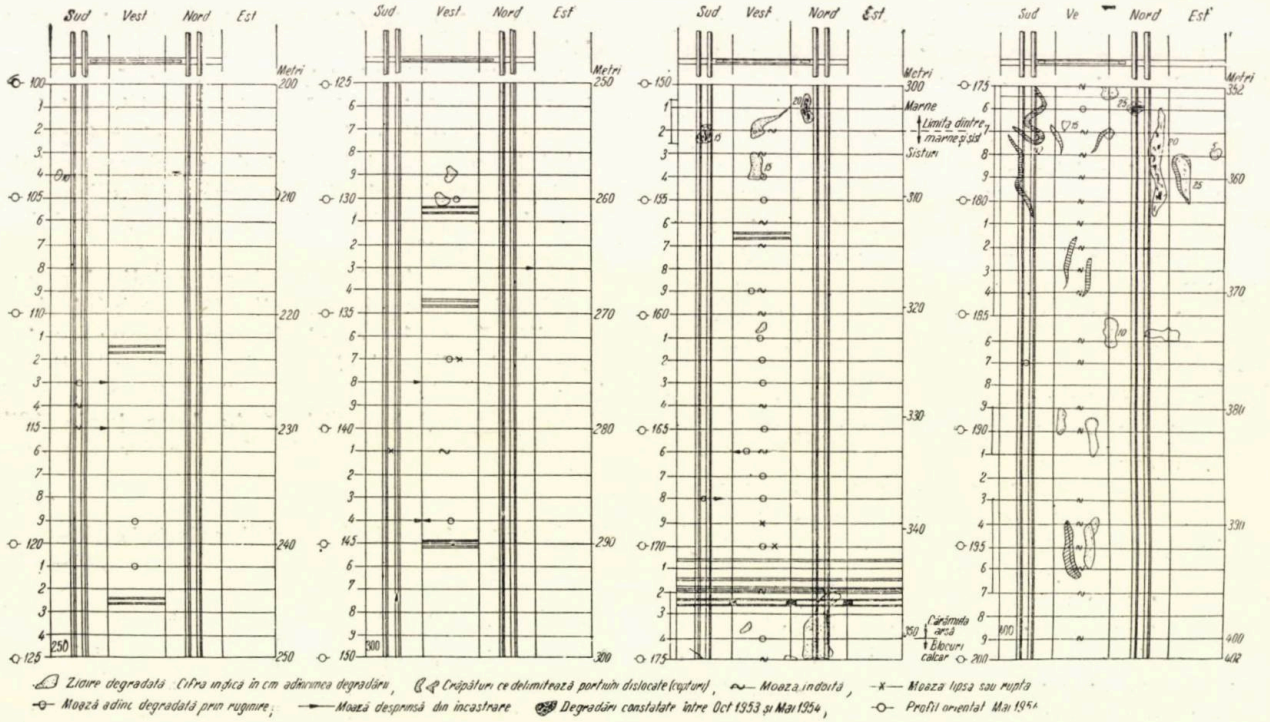


Fig. 5 b. Desfăşurarea puţului între cota 200—402 m.

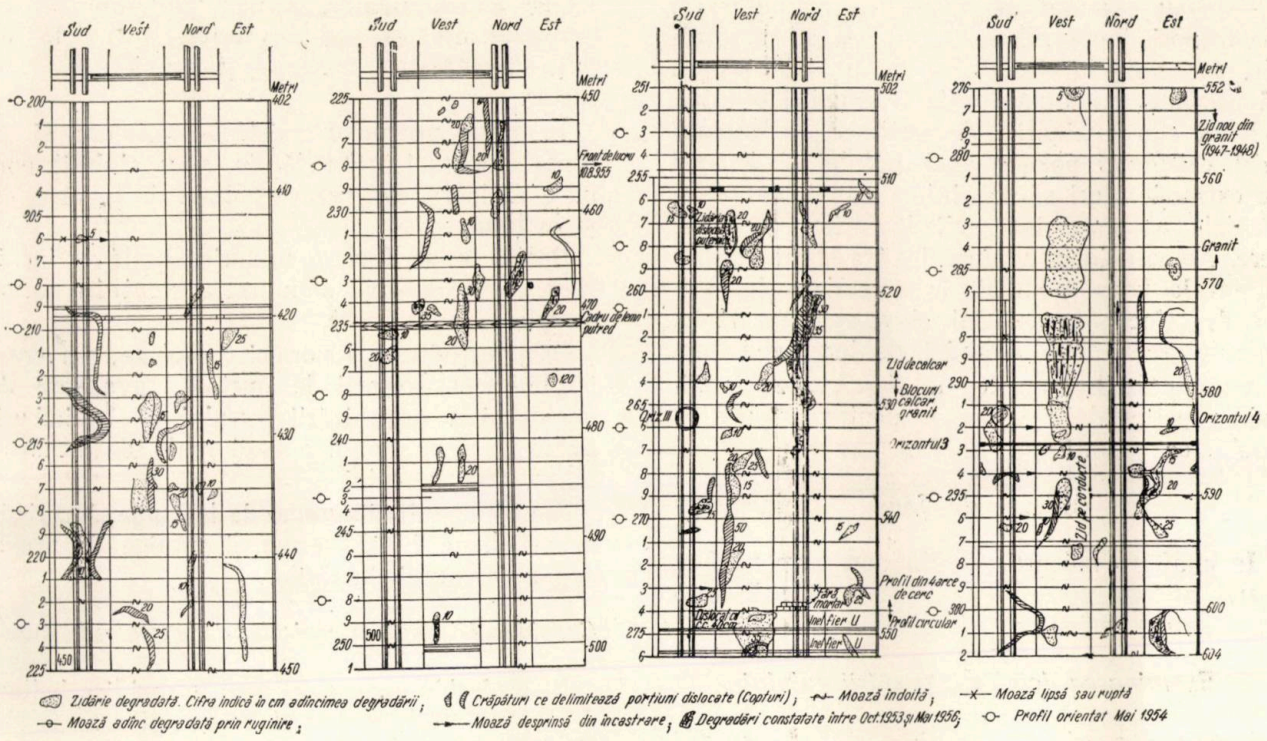


Fig. 5 c. Desfășurarea puțului între cota 402—604 m.

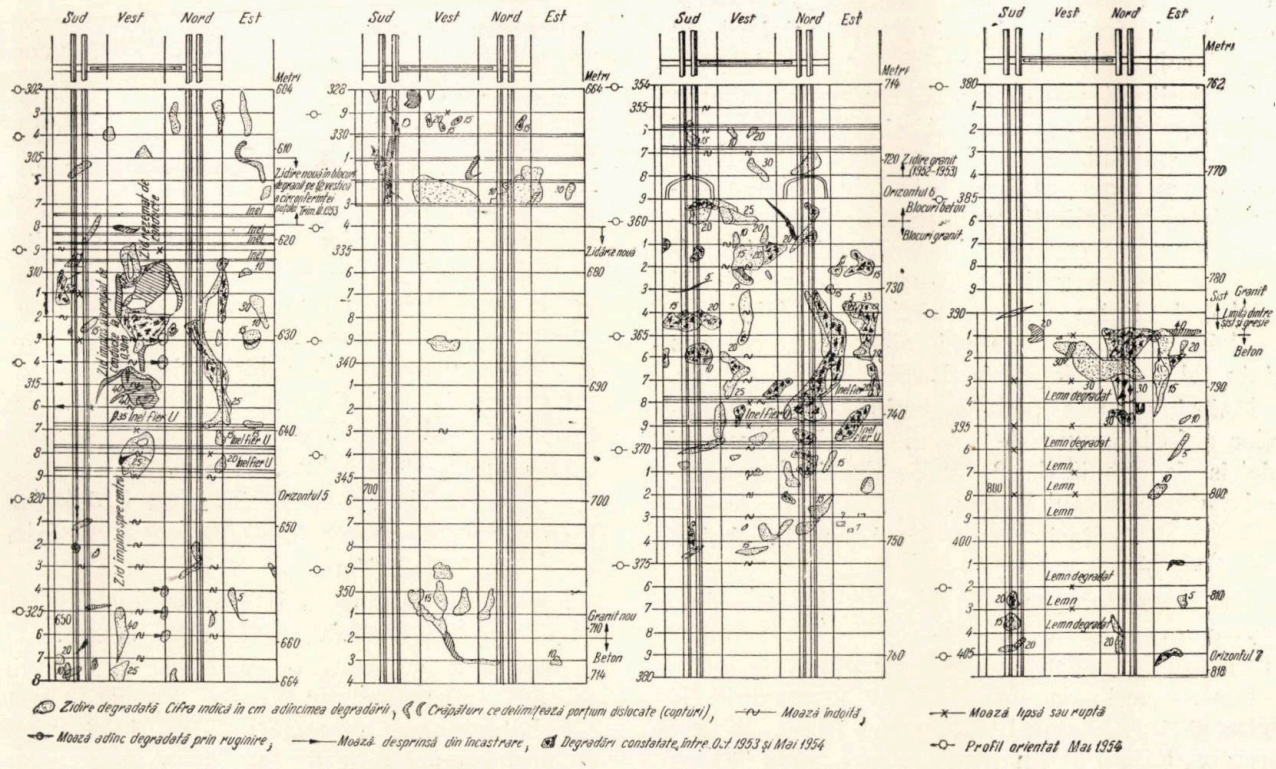


Fig. 5 d. Desfășurarea puțului între cota 604—818 m.

— Asigurarea porțiunilor degradate din puț, cu inele metalice din oțel profil U 16—20 bine bandajate sau cu ajutorul cadrelor din lemn, acolo unde din cauza micșorării profilului nu s-au putut introduce inele.

— Repararea ghidajelor pentru a se putea lucra neîntrerupt la refacerea zidăriei fără stingherire; au fost înlocuite ghidaje care ar fi putut prezenta pericolul unui eventual deranjament, iar cele rămase în puț au fost întărite.

— S-au executat de asemenea reprofilări și măsurători topografice în puț. Aceste reprofilări executate la fiecare 10 m au avut scopul să prezinte o imagine reală a situației puțului, privind starea zidăriei de susținere, a amenajării existente, poziția axei puțului și a axei de extracție, deci să prezinte detaliat toate elementele necesare începerii lucrărilor de refacere. Această imagine complexă a stării puțului a stat la baza modului de execuție a lucrărilor de refacere a puțului și a avut un aport deosebit în fixarea metodei de lucru din puț.

S-au stabilit rampele de descărcare și stivuirea materialului necesar, pentru asigurarea unui stoc permanent.

Măsuri de fond

În afară de măsurile preliminare care au fost luate, a fost necesar să se stabilească încă următoarele măsuri:

Examinarea detaliată a stării puțului

Deoarece acest gen de lucrări nu s-a mai ivit în tehnica minieră de la noi, în vederea securității muncii au fost întocmite și elaborate măsuri speciale de siguranță minieră în scopul asigurării lucrărilor și a muncitorilor.

S-a înființat un atelier pentru confecționarea bolțarilor din beton armat și vibrat necesari rezidirii puțului. S-a dotat atelierul cu utilajul necesar și s-a organizat lucrul în vederea obținerii unei cantități suficiente de blocuri pentru a satisface cerințele lucrărilor din puț. Bolțarii au fost supuși la încercări de rezistență pe loturi zilnice și pe schimburi de fabricație în laboratorul din cadrul atelierului, precum și în laboratoarele de la Reșița, Timișoara etc.

Materialul ales pentru confecționarea bolțarilor a fost bavura de granit de 0,5—8 mm și pietriș de granit de 8—30%. Ca liant s-a întrebuințat cimentul P 500.

Armarea bolțarilor s-a făcut cu fier beton cu $\varnothing$ = 6—10 mm.

S-a demontat mașina de extracție cu abur pentru a se putea face măsurătorile necesare și proiectul pentru reparația generală.

Pentru perioada de reparație a mașinii de extracție, s-a montat un troliu 2 BL la suprafața puțului și un troliu Wolf la oriz. VI cu scopul de a se face reviziile necesare puțului și pentru orice intervenție urgentă.

S-au pregătit molete, vase de transport și tot utilajul necesar deservirii.

Ca măsuri organizatorice, s-a înființat un sector special de refacere a puțului, cu personal tehnic corespunzător, format dintr-un șef de sector, 2 ajutori șefi de sector, 3 maiștri de puț, un maistru mecanic și un topograf de sector.

În baza normelor existente, precum și în urma cronometrărilor făcute, s-au stabilit normele de lucru atît pentru unitate de lucrare, cît și în timp.

Pentru a se face o urmărire reală a lucrărilor, aceste norme s-au transformat în norme complexe în cm/post.

Prin introducerea normei complexe, s-a creat posibilitatea trecerii la metode avansate de muncă și a organizării lucrului pe schimburi, avînd în permanență o bază reală de urmărire a mersului lucrului.

S-au întocmit diagrame de lucru pe locuri de muncă și pe luni, precum și grafice de urmărire a mersului lucrărilor.

Considerații asupra proiectului de reconditionare

În proiect s-au propus pentru rezidire bolțari de beton lungi de 100 și 70 cm și s-a stabilit să se lucreze cu bolțari din beton armat vibrat cu următoarele dimensiuni:

— lungimea bolțarilor de beton	700 mm
— înălțimea „ „ „	190 mm
— baza mică a „ „ „	258 mm
— baza mare a „ „ „	200 mm
— volumul bolțarului	0,03 m³
— greutatea bolțarului fără fier	74 kg
— greutatea fierului necesar pentru un bolțar	2 kg
— greutatea totală a bolțarului	76 kg

Armarea bolțarilor s-a făcut longitudinal cu 4 bare, cu $\varnothing$ = 8 mm și între ele transversal cu 4 etriere din fier beton cu $\varnothing$ = 6 mm, raportul de armare între secțiunea fierului și a betonului fiind de 0,46% (fig. 6).

Compoziția fixată pentru confecționarea bolțarilor a fost următoarea:

— ciment P 500 kg 350/m³;
— bavură de granit de 0,8 mm 810 kg/m³;
— pietriș de granit de 8—30 mm 1320 kg/m³;
— apă 172 litri/m³.

Rezistența minimă a bolțarilor după 28 zile de la turnare trebuia să fie 200 kg/cm².

Pentru a se avea o evidență și controlul calității blocurilor din fiecare lot de blocuri, s-a hotărît să se confecționeze 4—6 cuburi de probă cu latura de 20 cm. Aceste cuburi, avînd o compoziție identică cu a blocurilor, s-a stabilit să fie încercate la compresiune după 28 de zile de la confecționare.

Mortarul utilizat la zidire s-a stabilit să aibă compoziția ciment, nisip 1 : 2, iar grosimea zidului să fie egală cu lungimea unui bolțar

(700 mm) la care să se adauge 10 cm umplutură din beton bătut în spatele zidului.

La stabilirea secţiunii puţului s-au elaborat mai multe alternative.

S-a considerat că secţiunea circulară cu diametrul liber de 5 m este corespunzătoare atît

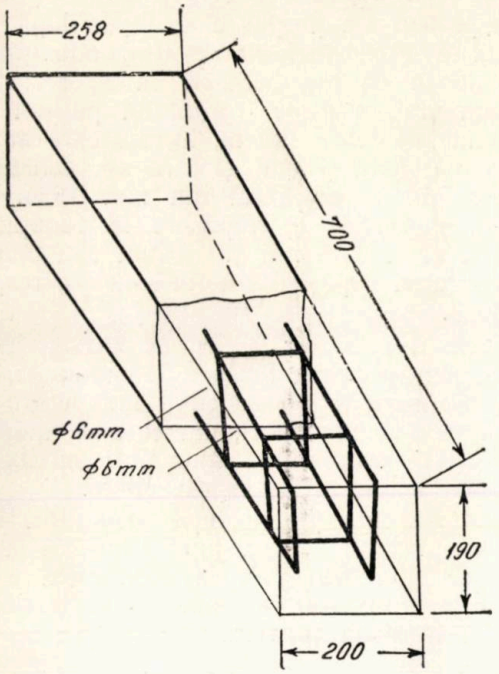


Fig. 6. Bolţar de beton armat.

pentru verticalizarea compartimentului de transport, cît şi pentru menţinerea spaţiului de siguranţă, necesar în cazul unor eventuale deformări ale susţinerii puţului. Însă prin rezidirea la un diametru liber de 5 m, chiar dacă s-ar fi lucrat urmărind centrul profilului respectiv pe anumite porţiuni în puţ, s-ar fi ivit cazul cînd zidăria veche ar fi ajuns în consolă faţă de zidăria nouă cu pînă la 50 cm, iar respectînd centrul de la zi aceste console ar fi fost cu mult mai mari.

Pentru a nu se crea console mari, s-a propus să se rezidească puţul la un diametru liber de 4,5—5 m, urmărind ca vechiul profil şi deci axa puţului să rămînă în general cu abaterile iniţiale.

Verticalizarea compartimentului de transport trebuia să se facă în dauna compartimentului de circulaţie şi al conductelor.

Puţul nu a avut picioare de susţinere pe toată adîncimea sa. Din experienţa trecutului s-a constatat că la excavaţii ce depăşesc grosimea zidăriei, puţul intră în presiune şi prezintă pericol de surpare.

Picioarele de susţinere încastrate în şist nu prezintă practic nici un fel de siguranţă pentru coloana de zidărie a puţului, deoarece şistul este în permanentă mişcare.

După forma pe care o prezintă degradările zidăriei se poate trage concluzia că deplasarea susţinerii se datoreşte presiunilor laterale şi nu greutăţii susţinerii puţului.

Pe baza acestor consideraţii s-a hotărît ca în porţiunea în care puţul străbate şisturile liasice să nu se execute picioare de susţinere.

Pentru stabilirea metodei de lucru s-au studiat două alternative, fiecare cu 5 variante, avînd ca scop reducerea duratei lucrărilor şi fiind în funcţie de:

— volumul lucrărilor;
— numărul şi poziţia locurilor de muncă;
— construirea picioarelor de susţinere.

Alternativa I-a

Varianta I-a. Rezidirea a 474 m de puţ pentru verticalizarea şi uniformizarea zidăriei între adîncimile 346—820 m.

— Construirea a 5 picioare de susţinere.

— Amenajarea puţului pe o adîncime de 820 m.

— Durata lucrărilor s-a stabilit la 5 ani considerînd că se lucrează într-un singur front cu o depăşire de normă egală cu 30%.

Varianta a II-a. Rezidirea a 474 m de puţ, construirea a 23 picioare de susţinere şi amenajarea puţului pe o adîncime de 820 m.

— Lucrîndu-se într-un singur front şi depăşirea de normă fiind de 30%, durata lucrărilor s-a calculat la 5 ani şi 2 luni.

Varianta a III-a şi Varianta a IV-a. Constau în rezidirea a 474 m de puţ, amenajarea puţului pe o adîncime de 820 m şi construirea a 23, respectiv 5 picioare de susţinere, lucrîndu-se în 3 fronturi de lucru simultan.

Pentru o depăşire medie a normelor cu 30%, durata lucrărilor rezultă a fi de circa 2 ani şi 5 luni.

Varianta a V-a. Să se lucreze în 3 fronturi de lucru pentru rezidirea a 474 m şi amenajarea puţului pe o adîncime de 820 m fără picioare de susţinere. Durata lucrărilor s-a stabilit la 2 ani şi 3 luni.

Alternativa a II-a

S-a studiat în 5 variante posibilitatea reducererii duratei lucrărilor, avînd la bază:

— depăşirea de normă de 30 şi 50%;

— complexul de lucrări necesare s-a împărţit în două faze în funcţie de perioada de reparaţii a maşinii de extracţie;

— amenajarea să se facă pe porţiuni de lucru concomitent;

— s-a prevăzut o perioadă de pregătire în care să se asigure energia electrică şi pneumatică la fronturi, să se facă reparaţii la ghi-

daje, susţinerea porţiunilor degradate cu inele etc. ;

— să se rezidească puţul pe 300 m şi să se facă amenajarea definitivă pe 820 m adîncime, fără a se construi picioare de susţinere.

Varianta I-a. Să se lucreze cu un singur front de lucru în permanenţă.

— Durata lucrărilor de refacere şi pregătitoare este de 33+3=36 luni (3 ani), pentru o depăşire a normelor de 30% şi 29+3=32 luni, pentru o depăşire a normelor de 50%.

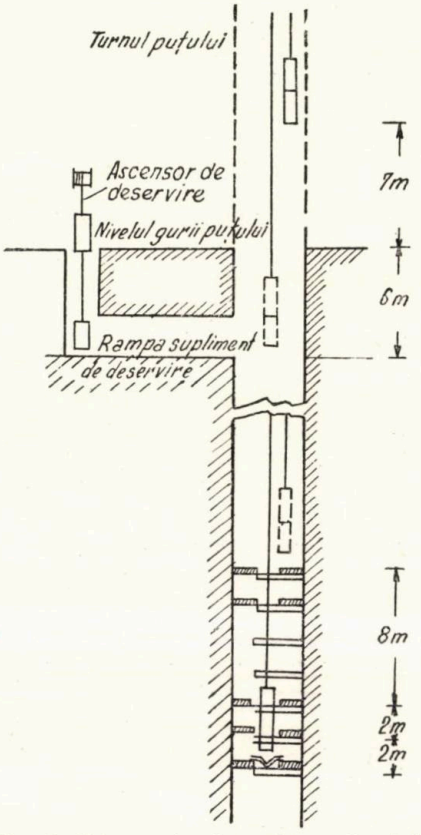


Fig. 7. Schema de deservire a frontului

Varianta a II-a. Să se lucreze simultan la două fronturi de lucru limitate de oriz. VI şi deservite separat.

— Durata lucrărilor la frontul 1 ar fi de 2 ani şi 6 luni sau de 2 ani şi 3 luni, pentru o depăşire a normelor de 30, respectiv 50%.

Varianta a III-a. Presupune lucrul simultan la două fronturi despărţite la oriz. III şi durează 1 an şi 11 luni sau 1 an şi 8 luni, pentru o depăşire a normei cu 30, respectiv 50%.

Varianta a IV-a. Presupune lucrul la două fronturi despărţite la oriz. V şi durează 2 ani şi 3 luni sau circa 2 ani conform depăşirilor respective.

Varianta a V-a. Presupune lucrul în puţ concomitent la trei fronturi despărţite de oriz. III şi IV. Durata lucrărilor este de 2 ani, respectiv 1 an şi 9 luni, pentru cazul depăşirii normei cu 30, respectiv 50%.

Durata lucrărilor de refacere s-a stabilit avînd ca bază timpul necesar pentru porţiunea sau frontul care implică perioada cea mai lungă din varianta respectivă.

Viteza zilnică de executare a susţinerii puţului s-a luat între 0,28—0,5 cm conform normelor şi a depăşirilor respective.

În proiect s-a propus a se lucra după alternativa a II-a, varianta a II-a, adăugîndu-se încă 19 m de puţ necesari să se rezidească, precum şi corectarea profilului puţului pe o adîncime de circa 109 m, lucrări care ar dura împreună circa 6 luni şi care s-a constatat a fi necesare la controlul din mai 1954. Deci, durata lucrărilor de repunere în funcţiune a puţului ar fi de 3 ani şi 3 luni sau 3 ani în ipoteza unei depăşiri a normei cu 30, respectiv cu 50%.

Efectivul prevăzut pentru executarea lucrării a fost pentru prima fază de 223 muncitori, din care 64 muncitori productivi, iar pentru faza a 2-a — 115 muncitori, din care 32 muncitori productivi, restul fiind muncitori auxiliari şi personal tehnic şi de supraveghere.

Faza I-a care începe după terminarea lucrărilor de pregătire, adică după 3 luni de la oprirea extracţiei prin puţ, va dura circa 6 luni. În acest timp s-a prevăzut să se lucreze simultan în două fronturi.

Între cele două fronturi de lucru s-a proiectat să se execute un pod de siguranţă-pană cu scopul de a ocroti muncitorii de la frontul inferior împotriva căderilor de blocuri de steril, materiale de transport sau a vaselor de transport.

În această fază s-a prevăzut să se lucreze cu un troliu Wolf instalat la oriz. VI la rezidirea şi amenajarea puţului între oriz. VI şi VII, iar în porţiunea superioară a puţului s-a prevăzut să se înceapă amenajarea puţului de la suprafaţă în jos, cu un troliu 2 BL instalat la suprafaţă (fig. 7).

În *faza a 2-a* proiectul a prevăzut să se lucreze într-un singur front de la orizontul VI în sus.

În final, s-a propus să se lucreze după alternativa a II-a, varianta a II-a, pentru a se reduce la maximum posibil durata lucrărilor de refacere a puţului, asigurîndu-se pentru muncitori condiţii bune de lucru.

Organizarea lucrului la front. Principii de lucru

S-a stabilit că :

— Reconstrucţia puţului să se facă pe cît posibil de jos în sus, în mod continuu, avîndu-se latitudinea de a se muta frontul în altă parte mai periculoasă la încheierea tronsonului respectiv.

— Rezidirea să se facă în tronsoane de cîte 2 m lungime, începînd de la baza porţiunii degradate.

— Atacarea tronsonului să se facă prin două nişe largi de 1 m, diametral opuse, avînd acelaşi sens de înaintare cu un decalaj între ele de 180° (fig. 8).

— Cînd nişele vor fi complet excavate se vor zidi şi apoi se vor excava în continuare alte două nişe.

— Lucrările în front să se execute de pe poduri de lucru solide montate pe inele. Podurile vor ocupa întreaga secţiune a puţului, rămînînd liber compartimentul de transport.

— Să se utilizeze cintre metalice pentru executarea profilului circular.

— Transportul şi deservirea frontului să se facă cu ambele colivii.

S-au admis pentru susţinere bolţarii din beton armat vibrat deoarece:

— au suprafeţe plane;

— au rezistenţa uniformă şi suficientă;

— sînt uşor de confecţionat şi de manevrat;

— prin forma lor regulată, permit executarea unei zidării uniforme şi omogene.

Susţinerea cu blocuri de granit s-a considerat a fi necorespunzătoare din următoarele cauze:

— nu se închid bine radial din cauza neregularităţii feţelor şi deci zidăria executată cu ele este neomogenă prezentînd caracterul unei zidării de piatră brută;

— feţele lor au proeminenţe pe care se reazemă la zidire, fiind deci supuse la eforturi neuniforme;

— se manevrează greu astfel că nu se pot obţine productivităţi mari;

— sub influenţa presiunii se aşchiază şi se sfărîmă, probabil din cauza unor feţe de clivaj care nu se pot constata sau din cauza fisurilor ascunse produse cu ocazia confecţionării lor.

Practic deci, blocurile de granit au o rezistenţă redusă, fapt verificat în anumite porţiuni din puţ rezidite în granit.

Susţinerea cu cuvelaje nu s-a recomandat din următoarele consideraţii:

— atît secţiunea, cît şi axa puţului prezintă mari variaţii pe porţiuni relativ scurte necesitînd profile speciale pentru fiecare porţiune de puţ;

— cuvelajele trebuiau importate;

— se reduce secţiunea puţului în afară de cazurile cînd din cauza secţiunii prea reduse nici nu pot fi montate pe unele porţiuni din puţ;

— necesită timp lung de execuţie.

Hotărîndu-se a se folosi susţinere cu bolţari de beton armat vibrat — aşa cum s-a arătat mai sus — s-a propus să se injecteze lapte de ciment în spatele zidăriei.

În acest scop s-au făcut încercări de injectare a laptelui de ciment în şisturile din spatele zidăriei la galeria transversală, oriz. VII. Injectarea s-a efectuat la o presiune de 20 at. Din cele 6 găuri de probă, în 5 găuri laptele de ciment nu a pătruns în şist, iar în cea de a 6-a gaură laptele de ciment a pătruns în spatele zidăriei la 4 at, însă a ieşit printre bolţari afară.

Este periculos să se încerce în puţ injectarea de ciment la presiuni mult mai mari pentru a avea oarecare şanse de a se obţine rezultate favorabile, din cauză că la presiuni prea mari

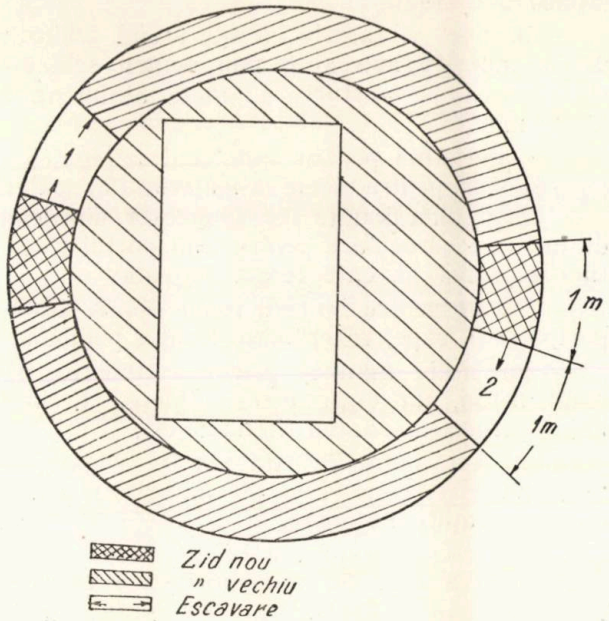


Fig. 8. Atacarea tronsonului în două puncte (proiect).

ar fi posibil să apară rupturi în pereţii puţului, împingeri de bolţari sau scurgerea afară a laptelui de ciment. Aceste încercări au arătat că practic cimentul nu leagă şisturile.

Norme de tehnica securităţii speciale

Întrucît normele de tehnica securităţii actuale ale Ministerului Minelor nu conţin măsurile de luat pentru lucrările de reparaţie ale puţurilor verticale, ci numai pentru puţurile care sînt în funcţiune, s-au elaborat măsuri speciale de lucru pentru reparaţia capitală a acestui puţ.

Aceste norme s-au stabilit pe baza constatărilor la frontul de lucru şi în urma experienţei anterioare şi scopul lor este de a se crea condiţii optime de lucru în puţ, avînd în acelaşi timp o siguranţă mărită a muncitorilor.

Aceste măsuri speciale de securitate reprezintă o derogare de la unele articole din N.T.S. privind circulaţia, transportul şi lucrul în puţuri.

Înfiinţarea fabricii de bolţari şi stabilirea materialelor pentru execuţia bolţarilor

Pentru asigurarea lucrărilor de refacere a puţului cu bolţari a luat fiinţă din luna iulie 1954 o fabrică de bolţari fiind înzestrată cu:

— o betonieră cu tobă rotativă, acționată de un motor electric de 4kW, 500 V, 20,8 Hz și 600 rot/min și avînd capacitatea de 250 l ;

— o masă vibrantă metalică, dreptunghiulară, acționată de un motor electric de 2 kW, 200 V, 20,8 Hz și 1 200 rot/min instalată în fața betonierei ;

— o sită vibrantă cu ochiuri de 0,5 mm, pentru spălarea nisipului sau a bavurii și înlăturarea prafului;

— un ciur vibratoriu cu site avînd ochiurile de 30 mm, 15 mm și 8 mm pentru spălarea și clasarea pe sorturi a materialului între 8—30 mm ;

— o platformă pentru amestecul agregatelor;

— silozuri pentru stocarea materialului spălat;

— tărgi dimesionate corespunzător dozajelor de lucru — cărucioare pentru transportul blocurilor la stivă pe cale ferată îngustă;

— cofraje pentru bolțari, roabe pentru transport, lopeți, sape, rezervoare de apă potabilă ;

— un troliu manual pentru întinderea fierului beton, un cuțit pentru tăierea fierului, mese pentru fasonarea fierului etc.

Inițial s-a lucrat într-un singur schimb, avînd un efectiv de cca. 20 muncitori pentru toate operațiile necesare.

Pentru creșterea producției, efectivul a fost completat la cca. 50 muncitori. S-a introdus lucrul în două schimburi și s-au calificat muncitori specializați în anumite operații, putînd astfel tripla producția inițială.

Bolțarii confecționați s-au executat după dimensiunile fixate în proiect. Pentru încheierea tronsoanelor în puț s-au executat și bolțari cu lățimea sau înălțimea mai mică, însă s-au respectat condițiile de lucru și armare stabilite pentru bolțarii normali.

Piatra de granit cu dimensiuni de 8—30 mm nu trebuie să prezinte degradări fizice și chimice, să fie omogenă, lipsită de impurități și materii organice, iar raportul dintre dimensiunea maximă și minimă a bucății să fie sub 3.

Nisipul (bavura) de granit trebuie să aibă granulația între 0,5—8 mm, să fie grăunțos, aspru și fără impurități.

Apa — să fie potabilă.

Materialul provenit de la carieră a fost ciuruit prin site de 0,5 mm, 8 mm, 15 mm, 30 mm și trasîndu-se curba granulometrică a nisipului și pietrișului, precum și a amestecului nisip-pietriș pentru beton armat, s-a obținut dozajul corespunzător.

Deși stabilirea cantității de ciment s-a făcut în limitele admise (10—20%) luîndu-se 13,2% din greutatea totală a amestecului, nu s-au obținut rezultate satisfăcătoare ca rezistență a bolțarilor.

Prin încercări succesive de ciuruire cu site avînd ochiuri de 1 mm, 3 mm, 7 mm, 15 mm, 30 mm, s-au construit curbele granulometrice pentru diferite amestecuri și diferite materiale (granit, granodiorit, bazalt, andezit, nisip de rîu) și s-a stabilit următorul dozaj :

— nisip (bavură) de granit	1—3 mm	27%
— nisip (bavură) de granit	3—7 mm	18%
— pietriș de granit	7—15 mm	25%
— pietriș de granit	15—30 mm	30%
— apă potabilă	190—195	litri
— ciment P 500	600	kg.

Ciment P 500 s-a folosit 600 kg/m³ de amestec, deoarece agregatele concasate au un consum mărit de ciment, astfel încît raportul între cantitatea de ciment și greutatea totală s-a luat cca. 23%, urcînd prin aceasta prețul de cost, însă avînd în vedere importanța și condițiile de presiune din puț, s-a socotit că este necesar să se lucreze acoperit.

Tot în urma încercărilor de laborator și din cadrul atelierelor a fost înlocuită bavura de granodiorit care avea bobul lung, cu nisip de rîu.

În urma trasării curbelor granulometrice pe baza cărora s-au făcut încercările, s-a putut reduce cantitatea de ciment la 18,6% din greutatea totală de agregate obținîndu-se într-un timp optim de vibrare rezistențe apropiate celor executate cu 23% ciment, cu următorul dozaj :

— ciment : 450 kg,
— apă : 200 litri,
— nisip de rîu spălat 1—7 mm : 700 kg,
— criblură de granit sau andezit 8—15 mm : 720 kg,
— pietriș de granit 15—30 mm : 720 kg.

Încercările de rezistență la compresiune a bolțarilor s-au executat parte cu presa instalată în atelier, parte la laboratoare externe.

Deoarece la presa locală nu se puteau executa încercări la peste 250 at, presiune la care majoritatea probelor rămîneau intacte (nu se rupeau), în general rezultatele date prin măsurătorile locale erau mult sub cele reale.

Rezultatele obținute la încercările executate la laboratoarele externe au fost mult superioare încercărilor locale și în general peste 250 kg/cm².

S-au efectuat peste 1 600 încercări locale și peste 300 încercări la laboratoarele din Reșița și Timișoara.

Încercările se efectuau pe loturi confecționate zilnic și pe schimb, iar acele loturi care nu corespundeau, avînd rezistența sub limita admisă, au fost considerate ca rebuturi și folosite în alte scopuri.

Au fost rebutați cca. 5 000 bolțari, din 97 000 confecționați.

Montarea troliului 2 BL

Troliul 2 BL de 180 CP, acționat electric prin angrenaj, a avut scopul să deservească lucrările din puț pînă la adîncimea de 400 m. Deservirea lucrărilor în puț în această perioadă s-a hotărît să se facă cu ajutorul a două colivii cu un etaj lucrîndu-se la amenajarea puțului de la suprafață în jos. Gabaritul coliviilor a rămas cel inițial.

S-a stabilit de asemenea la oriz. VI montarea unui troliu Wolff de 44 CP, care să deservească frontul de lucru existent între orizontul VI—VII în această perioadă. Transportul la frontul inferior s-a stabilit a se efectua cu chiblele.

Măsuri organizatorice prevăzute în proiect

Prin proiect s-a stabilit:

— Să se lucreze în front cu 8 muncitori din care 4 mineri și 4 ajutori în schimburi de cîte 6 ore.

— Lucrările pentru fiecare schimb să fie supravegheate și îndrumate de cîte un maistru de puț care va sta în permanență la front.

— Controlul și coordonarea lucrărilor să se facă pe fiecare schimb de ajutorii șefului de sector și zilnic de șeful puțului.

— În fiecare zi să se execute controlul topografic al lucrărilor de excavare, zidire și amenajare.

— Întreținerea și repararea utilajului electro-pneumatic, precum și instalațiile mecanice necesare să se execute de către mecanicul de sector, care să facă și toate reviziile mecanice necesare.

— La formarea și completarea colectivului să fie selecționat personalul cel mai bine pregătit și cel mai corespunzător.

— Frontul de lucru să fie aprovizionat de echipa de deservire însărcinată în acest scop.

— Efectivul mediu utilizat în timpul lucrărilor a fost de 60 persoane, din care productivi — 30, muncitori pentru aprovizionare și deservire — 21 și personal tehnic și de supraveghere — 9.

— Pentru caracterul excepțional al lucrărilor s-au creat norme speciale de lucru la toate operațiile.

Aceste norme de muncă, inițial exprimate în norme de producție pe unitatea de timp și în norme de timp pe unitatea de producție, au fost transformate în norme complexe de lucru exprimate în cm rezidiți/post.

Deși diversitatea condițiilor de lucru și pericolul permanent în frontul de lucru nu au permis introducerea normelor tehnice, s-a creat prin introducerea normelor complexe condiții favorabile organizării procesului de muncă în vederea majorării productivității.

Pentru eșalonarea în timp și în spațiu a lucrărilor, s-au întocmit diagrame de execuție. Aceste diagrame întocmite atît pentru întreaga perioadă de execuție, pe faze de lucru și pe fronturi, cît și pe operații în ordinea urgenței lor au avut un rol important în urmărirea execuției și în luarea măsurilor impuse de împrejurări.

Diagramele au fost extinse pe porțiuni de lucru, lună, zi, schimb și operații din schimb. În felul acesta s-a putut urmări variația productivității, pe oră, om-oră, post și schimb și influența schimbării numărului de muncitori plasați asupra variației productivității și a vitezei de înaintare lunară.

Modul de execuție

Lucrările de rezidire

Principial lucrările s-au executat după recomandările proiectului.

Condițiile existente în unele porțiuni din puț, starea zidăriei, presiunile mari, lipsa de spațiu, au impus luarea unor măsuri neprevăzute în proiect sau modificarea și completarea măsurilor din proiect în scopul măririi siguranței muncitorilor, a îmbunătățirii procesului de muncă și a creșterii productivității muncii și a vitezei de înaintare.

În prima perioadă de lucru s-au executat porțiunile cele mai degradate din puț. S-a rezidit sub oriz. VI porțiunea din puț de peste 30 m care amenința cu surparea. S-au rezidit parțial și provizoriu pereții vestic, sudic și nordic deasupra oriz. V care erau complet desprinși și sprijiniți pe conducte, moaze și ghidaje.

Din cauza pericolului existent nu s-au putut lua măsuri organizatorice care să ducă la o creștere substanțială a vitezei de înaintare.

Nu s-a putut lucra cu efectivul majorat din lipsa spațiului necesar executării unor poduri solide și încăpătoare.

În tot timpul lucrului colivia a trebuit să fie la front pentru a putea face evacuarea personalului în cazul unei surpări. S-a lucrat cu ambele colivii conform proiectului.

De altfel această perioadă poate fi caracterizată ca o perioadă de experiență, situația impunînd lucrul atît de jos în sus, cît și invers.

S-a deschis puțul prin nișe mai largi sau mai înguste, înalte de 2 m. S-au încercat diferite sisteme de susținere și armare.

În această perioadă s-a ivit pentru prima dată problema imposibilității montării garniturilor de moaze din cauza conductelor, ghidajelor sau a coliviei care le stătea în cale.

Experiența cîștigată în această perioadă a făcut posibilă trecerea la o muncă organizată începînd din ianuarie 1955, prin completarea efectivului la front, completarea personalului tehnic și de supraveghere și prin măsurile tehnice și organizatorice luate.

În baza experienței acumulate în această perioadă s-au putut trasa sarcini de lucru, s-a putut organiza lucrul la front prin stabilirea succesiunii juste a operațiilor și s-au putut lua

măsuri generale de îmbunătățire a muncii atît față de proiect, cît și față de încercările anterioare în puț.

Ca primă condiție pentru mărirea vitezei de execuție a lucrărilor de reparație și a productivității muncii a fost necesară crearea unui spațiu suficient pentru posibilitatea majorării efectivului la front și securității muncitorilor în timpul circulației coliviei prin puț pentru a se putea lucra continuu.

În acest scop podurile de lucru executate s-au montat direct pe garniturile de moaze noi și au ocupat întreaga secțiune a puțului rămînînd liber numai compartimentul de trecere a coliviei vestice. Deservirea frontului s-a făcut numai cu colivia vestică, cuplată la front, cea estică fiind utilizată în loc de contra-greutate și rămînînd în permanență deasupra frontului cca. 2—4 m (fig. 9).

Pentru a se putea executa podurile de cap a fost creat un decalaj între colivii. Inițial coliviile erau cuplate la cca. 2—4 m deasupra frontului și acest decalaj a fost mărit prin instalarea unei rampe de deservire suplimentară a coliviei vestice la 6 m sub nivelul gurii puțului, rampa fiind legată de placa de la gura puțului printr-un ascensor auxiliar plasat chiar în casa puțului.

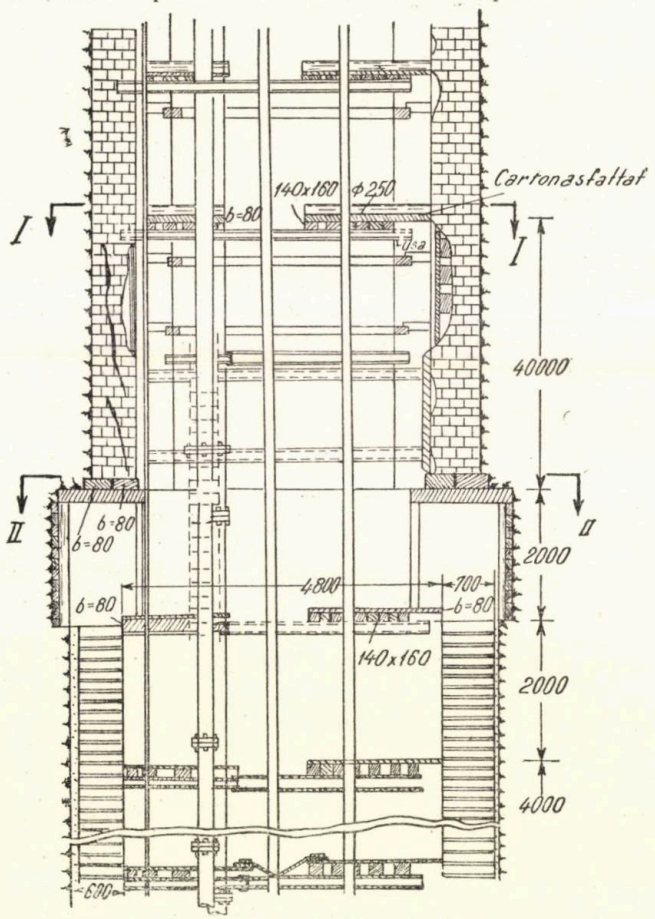


Fig. 9. Metode de lucru la front.

În timp ce colivia vestică era la nivelul rampei auxiliare de deservire, cea estică se cobora la cca. 10 m deasupra frontului, iar atunci cînd colivia vestică era la front, cea estică se ridica cu 4—6 m în turnul puțului.

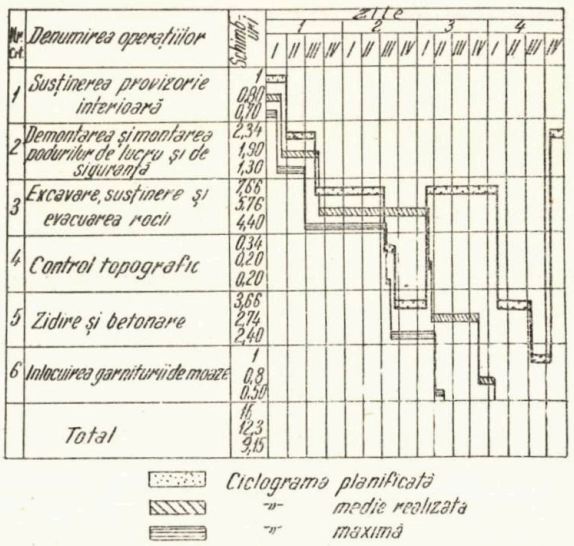


Fig. 10. Planograma succesiunii lucrărilor.

În spațiul rămas liber la 6—8 m deasupra frontului s-au montat podurile de siguranță care lăsau liberă numai secțiunea de trecere a coliviei vestice deoarece colivia estică rămînea deasupra acestor poduri cu cca. 2 m.

Acest principiu este aplicabil la toate puțurile care au sistemul de extracție cu 2 tamburi sau se poate aplica la orice fel de instalație lăsînd una din colivii sub frontul de lucru și făcînd aprovizionarea cu materiale necesare de la suprafață sau din mină, după cum frontul de lucru este în jumătatea superioară sau inferioară a puțului.

Unde condițiile locale nu permit crearea acelei rampe auxiliare de deservire, se pot monta adaosuri pentru îngroșarea unuia din cei 2 tamburi și se obține același rezultat făcînd cuplarea coliviilor la front, prin mărirea razei de înfășurare a cablului.

Rezolvarea acestor probleme a făcut posibilă organizarea lucrului în mod continuu și majorarea efectivului productiv de la 4 cît era înainte, la 7—8 muncitori pe schimb.

Succesiunea lucrărilor la front s-a făcut în general după recomandările proiectului (a se vedea planograma din fig. 10):

— Susținerea provizorie cu inele deasupra frontului pînă sub primul pod de cap.

— Executarea podurilor de lucru și de siguranță.

— Excavarea, susținerea și evacuarea sterilului.

— Zidirea și betonarea în spatele zidăriei.

— Montarea moazelor noi și demontarea celor vechi.

La montarea inelelor sau a cadrelor de susţinere provizorie s-a lucrat în general de pe coperişul coliviei.

Podurile de lucru şi de siguranţă s-au executat de pe vechile poduri de lucru, respectiv de siguranţă şi din colivie, putînd lucra toţi muncitorii.

Lucrările de excavare, susţinere şi încărcare a materialului s-au făcut de pe podurile de lucru.

Înălţimea tronsonului de lucru a fost egală cu distanţa dintre 2 garnituri de moaze, adică 2 m.

La excavare, susţinere şi evacuarea sterilului, conform proiectului, urma ca la fiecare dintre cele două puncte de lucru a căror lăţime trebuia să fie de 1 m., să lucreze cîte 2 mineri deserviţi de cîte 2 ajutori, lucru practic foarte greu de realizat din cauza spaţiului mic disponibil.

În general excavarea tronsoanelor s-a făcut prin atacarea lor tot în două sau cel mult trei puncte, în porţiunile cele mai degradate pentru uşurinţa începerii lucrului şi pentru a păstra porţiunile mai tari din zidăria veche pînă la montarea primelor susţineri.

Punctele din care se începea excavarea se lărgeau fiecare în ambele sensuri creîndu-se 4—6 fronturi de lucru. Se putea lucra deci efectiv cu cîte 4—6 ciocane de abataj în front şi 2—3 muncitori evacuau materialul, ajutau la susţinere şi schimbau pe cei din front (fig. 11).

Tot pentru uşurinţa începerii lucrărilor de excavare, deoarece în această fază productivităţile obişnuite sînt mai mici s-a lăsat un spaţiu liber de 30—40 cm între zidăria nouă şi zidăria veche din trosonul în lucru, iar zidăria veche se ataca de la baza tronsonului respectiv.

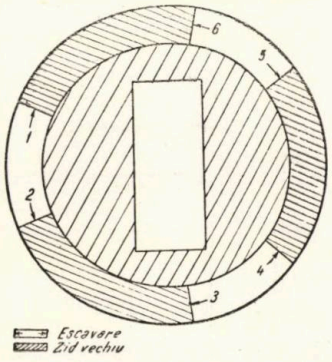


Fig. 11. Realizarea practică a tronsonului.

Acest spaţiu se umplea cu stive de susţinere montate la 0,50 m şi a servit în plus şi pentru evacuarea sterilului mărunt pe podul inferior situat la 2 m sub podul de lucru.

Atunci cînd coeficientul de siguranţă al cablului a permis lucrul cu 4 vagonete, s-a putut face încărcarea simultană a materialului în vagonete situate în ambele etaje ale coliviei.

Susţinerea frontului de lucru s-a făcut cu stîlpi aşezaţi pe zidăria nouă şi cu susţineri formate din 2 stîlpi şi o grindă montate perpendicular pe raza profilului puţului. Sistemul s-a îmbunătăţit prin introducerea susţinerilor dispuse radial pe circumferinţa puţului avînd un stîlp la perete, în spatele zidăriei noi, iar al

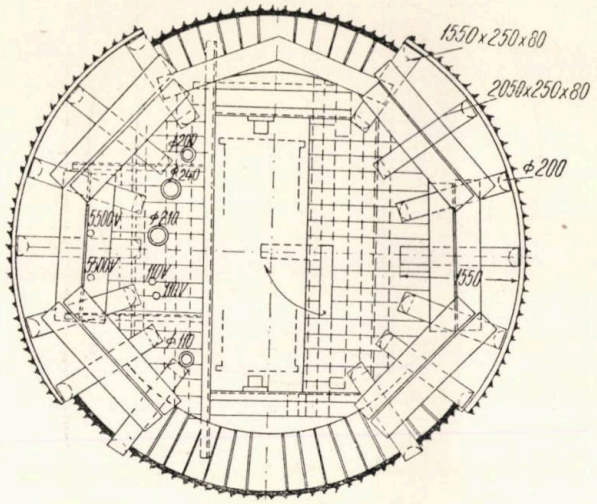


Fig. 12. Sistemul de susţinere şi amplasarea podurilor de siguranţă la front.

2-lea stîlp în interiorul puţului, sprijinit pe o glisieră montată pe podul de lucru, grinda avînd rolul unui jug. Distanţa dintre susţineri era de 0,50—0,80 m, iar porţiunile cu presiuni foarte mari erau armate în desiş (fig. 12).

În timpul zidirii, stîlpii de la perete rămîneau îngropaţi în umplutura de beton.

Pereţii în general s-au bandajat.

Acest sistem de susţinere a rezolvat în mare măsură susţinerea zidăriei vechi în consolă faţă de zidăria nouă şi a uşurat lucrările de rezidire, existînd posibilitatea de a se lucra în mod continuu la rezidire fără a fi nevoie să se înlocuiască mereu stîlpii de susţinere cu aiţii mai scurţi pe măsură ce înaintează lucrările de rezidire.

Rezidirea s-a făcut după terminarea demolării zidăriei vechi, fie pe întreaga circumferinţă, fie pe jumătate din secţiune, în cazul presiunilor mari.

Menţinerea axei puţului şi a profilelor circulare s-a realizat prin montarea cintrelor de şablonare la începutul fiecărui tronson după punctele topografice fixate din 0 în 10 m.

Acest gen de şablonare era greoi, necesita un timp lung, nu permitea montarea şablonului peste tot, avînd în cale conductele şi cablurile şi după a 2-a montare şi demontare se deforma avînd abateri.

Pentru a se evita aceste neajunsuri s-a materializat centrul de la zi al puţului printr-o pîrghie cu un cui la capăt, fixată pe podul de lucru.

Prin rotirea pîrghiei, în jurul cuiului de fixare, în poziţia de control s-a obţinut prin cuiul de control fixat la capătul pîrghiei, centrul puţului.

De la acest centru, printr-un laţ avînd lungimea egală cu raza puţului s-a trasat poziţia primului rînd de blocuri. Rîndurile următoare

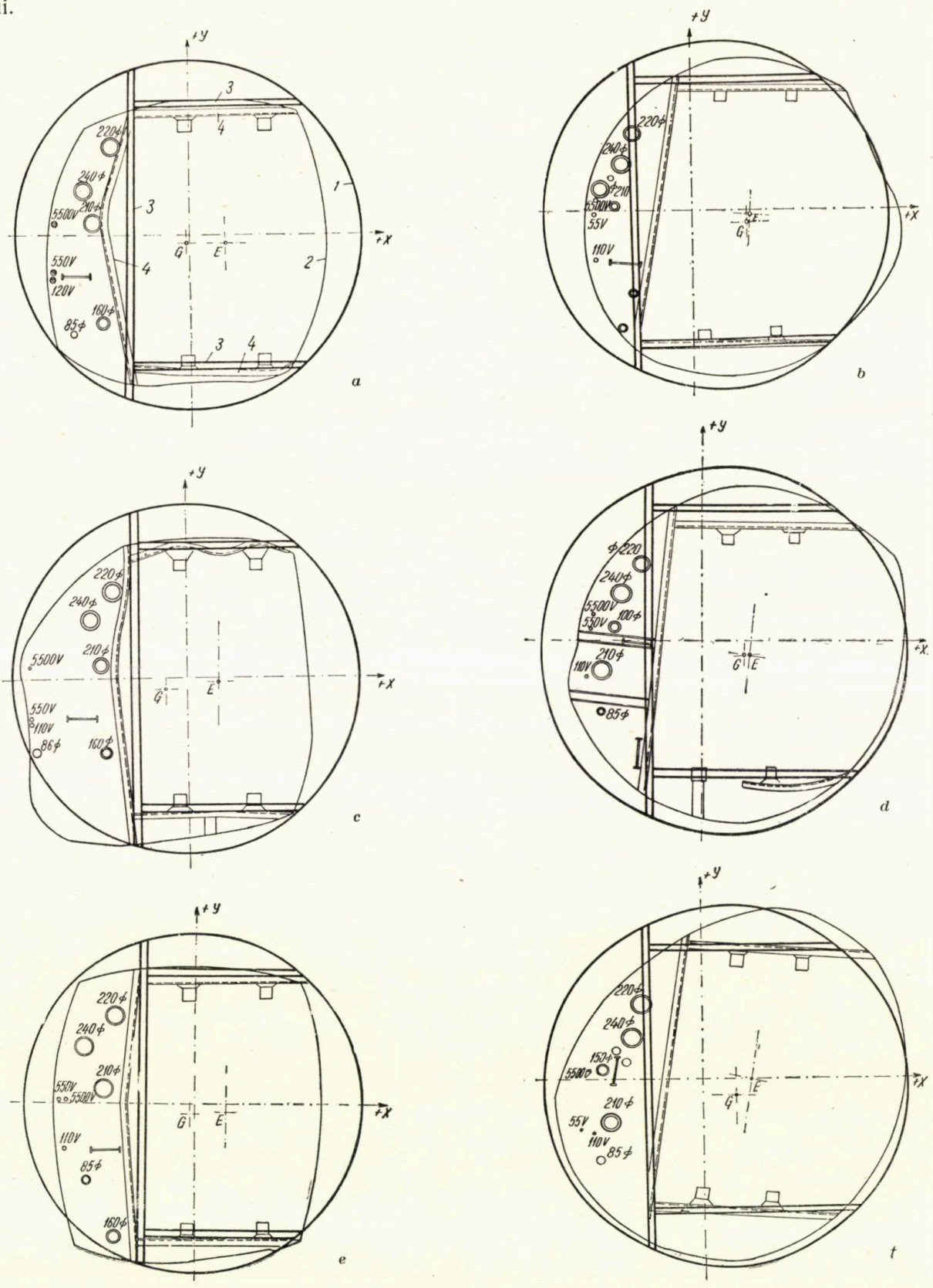


Fig. 13. Profile caracteristice

s-au fixat după primul rînd prin intermediul firului cu plumb.

Datorită faptului că întreaga circumferinţă a puţului era excavată s-a putut lucra la zidire din 3—4 puncte deodată avînd în permanenţă 3—4 zidari care erau aprovizionaţi manual cu materialele necesare.

Betonarea în spatele zidăriei s-a executat după fiecare rînd de blocuri zidite pe o grosime între 10—20 cm (în cazurile mult în consolă).

Garniturile de moaze s-au montat după rezidirea fiecărui tronson de 2 m înălţime (fig. 13, a, b, c, d, e şi f).

Mărirea numărului fronturilor a fost posibil să se obţină printr-o bună organizare a muncii avînd toate punctele de lucru la acelaşi nivel după cum s-a arătat mai sus.

In condiţiile în care s-a lucrat, controlul şi supravegherea lucrărilor s-a făcut cu multă uşurinţă, utilajele au putut fi bine îngrijite şi folosite şi spaţiul podului de lucru bine utilizat prin faptul că rezervele de materiale necesare se depozitau într-un singur loc.

Rezidirea s-a executat axial după centrul de la zi al puţului în afară de porţiunea cuprinsă între adîncimile 572—616 m. In această regiune centrul profilelor transversale era deplasat cu peste 800 mm faţă de axul de la zi, peretele vestic era complet spart şi deplasat în spre puţ.

Rezidirea acestei porţiuni s-a făcut cu o deplasare faţă de axul de la zi de 40 cm spre est şi 8 cm spre sud.

Moazele au fost fixate astfel încît să se poată face verticalizarea centrului de extracţie şi pe această porţiune.

Diametrul liber al zidăriei executate este 4,8—5 m.

Porţiunile de trecere între zidăria nouă circulară şi zidăria în 4 arce s-a îmbinat prin intermediul unor cadre metalice din oţel profil I 40 care preluau greutatea zidăriei în consolă.

La îmbinarea zidăriei porţiunilor rezidite cu porţiunile vechi, nerezidite, pe lîngă faptul că s-au folosit bolţari de dimensiuni mai mici, pentru a nu rămîne goluri între zidăria nouă şi cea veche, s-au mai bătut şi pene metalice egale ca lungime cu bolţarii.

In zona rezidită de sub oriz. V s-au executat în spatele zidăriei două drenaje pentru colectarea apelor provenite din lucrările vechi şi care contribuiau la degradarea zidăriei.

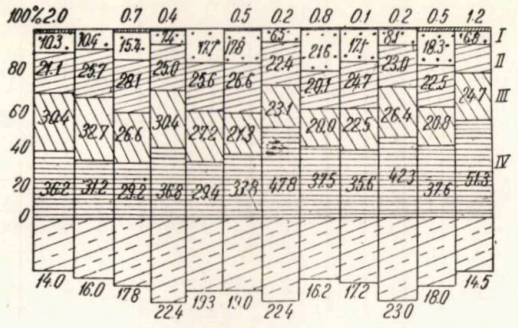


Fig. 14. Graficul productivităţii realizate

Rezultatele obţinute sînt indicate în:

a) Situaţia cuprinzînd productivitatea la puţ (tabela 2).

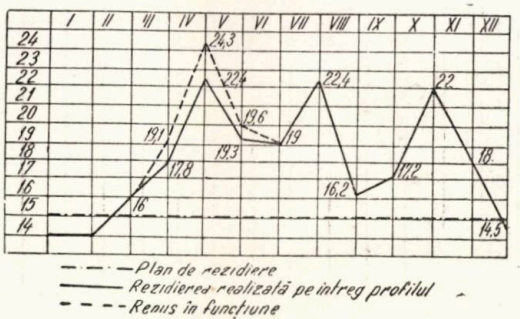


Fig. 15. Grafic de utilizare a timpului

b) Situaţia utilizării timpului (grafic, fig. 14).

c) Graficul realizărilor lunare (fig. 15).

d) Graficul cumulativ al realizărilor lunare (fig. 16).

Tabela 2

Situaţia cuprinzînd productivitatea la puţ

Denumirea lucrării	Unitatea de măsură	Media lunară pe trim. II 1954	Media lunară pe trim. I 1955	Pe anul 1955			norma	Productivitatea prevăzută în proiect
				tr. II	tr. III	tr. IV		
Excavare	m³/h	0,64	1,28	1,52	1,22	1,27	—	—
„	cm/h	3,3	7,10	8,5	6,60	6,88	—	—
Zidire	m³/h	0,52	1,10	1,58	1,65	1,55	—	—
„	cm/h	3,5	7,80	10,68	11,40	11,00	—	—
Excavare	m³/post	0,96	1,22	1,36	1,05	1,35	0,33	0,50
Zidire	m³/post	0,80	1,06	1,31	1,44	1,35	0,53	0,80
Excavare şi zidire raportate la posturile respective	cm/post	2,85	3,55	4,10	3,07	3,80		
Excavare şi zidire raportate la totalul de posturi prestate	cm/post	1,8	2,23	2,48	2,21	2,27	1,04	1,55
Inaintarea medie obţinută	m	8,1	15,9	20,2	18,6	19,1	10,0	15
Plasarea medie obţinută	P/schimb	3,7	6,1	6,9	7,1	6,9	8	8

Productivitatea realizată a fost de 1,80 cm/post în sem. II al anului 1954 şi 2,31 cm/post în anul 1955, fiind dată în cm/puţ repuşi în funcţiune.

Productivitatea la excavare a fost de 0,96 m³/post în sem. II 1954 şi 1,24 m³/post în anul 1955.

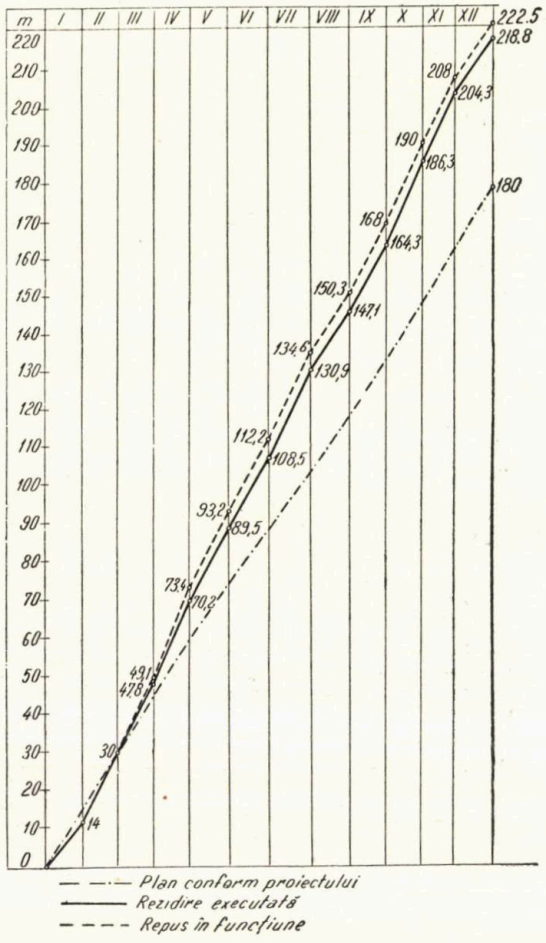


Fig. 16. Graficul realizărilor lunare (cumulate).

Productivitatea la zidire a fost de 0,81 m³/post în sem. II 1954 şi de 1,29 m³/post în anul 1955.

Posturile au fost de 6 ore lucrîndu-se în 4 schimburi/zi.

Lucrările de amenajare

Pentru amenajarea puţului s-au utilizat elemente de lemn şi metalice.

Ca elemente de lemn sînt: glisierele de ghidaj ale vaselor de transport, cu secţiunea de 180x180x6000 mm.

Ele sînt confecţionate din lemn de stejar drept, uscat şi fără noduri. Îmbinarea glisierelor între ele se face prin tăierea capetelor drepte, iar la locul de prelungire se adaugă o placă metalică din oţel profil U 180 prinsă cu şuruburi care au capetele îngropate în ghidaj.

Moazele principale şi intermediare, traversele pentru susţinerea conductelor, a scărilor şi podurilor, precum şi scările, sînt confecţionate din elemente metalice îmbinate între ele prin oţel profil cornier cu nituri sau şuruburi.

În porţiunea rezidită montarea moazelor s-a făcut o dată cu rezidirea. În porţiunile din puţ în care nu se putea face montarea moazelor din cauza conductelor, glisierelor sau a coliviilor, acestea s-au montat iniţial provizoriu pe o distanţă mai mare şi apoi erau mutate conductele şi glisierele spre a face loc moazelor care au putut fi montate definitiv. Au fost unele porţiuni unde moazele au fost fixate cu abateri de cca. 5 cm, din cauză că nu se puteau deplasa conductele avînd în cale peretele vestic, sau nu se puteau muta glisierele avînd moazele din porţiunea nerezidită în cale.

S-au fixat conductele şi cablurile, s-au montat traversele pentru scări şi poduri de odihnă, urmînd ca scările, podurile şi căptuşeala să se monteze ulterior.

Moazele care au fost rupte, îndoite, mîncate de rugină în porţiunile nerezidite din puţ, au fost înlocuite.

In cadrul verticalizării şi amenajării definitive s-a început schimbarea moazelor care stau în drumul verticalizării, schimbarea glisierelor, montarea conductelor de aer comprimat de înaltă presiune şi de colectare a apei din puţ şi se vor executa toate celelalte lucrări de amenajare necesare. Din lipsă de spaţiu, în unele porţiuni nerezidite, gurile podurilor de odihnă nu vor permite circulaţia în condiţiile prevăzute de N.T.S.

Starea actuală a puţului

Din luna iunie 1954, data opririi extracţiei prin puţ, pînă în prezent, s-au rezidit următoarele zone degradate:

Zona cuprinsă între adînc.				345,1—398,4 m	lungă de	52,30 m
„	„	„	„	414 —472,6	„	53,60 m
„	„	„	„	509,3—554	„	44,70 m
„	„	„	„	572,8—669,4	„	96,60 m
„	„	„	„	723 —755	„	32,00 m
„	„	„	„	781,4—791,8	„	10,40 m

S-au repus în funcţiune în total 289,60 m, reprezentînd regiunile cele mai degradate din puţ. Din aceştia 16 m au fost rezidiţi parţial şi 273,6 m total.

Amenajarea puţului. S-au înlocuit garniturile de moaze în aceste porţiuni şi s-au înlocuit complet sau au fost completate parţial garniturile de moaze care împiedicau începerea extracţiei prin puţ în partea superioară a acestuia.

Verticalizarea ghidajelor s-a executat pe bază de măsurători topografice între suprafaţă şi oriz. VII.

Prin această verticalizare provizorie s-a reuşit a se reduce devierile est-vest la maximum 10 cm pe o lungime de 10 m, faţă de 23,8 deviere maximă iniţială. Această deviere de 10 cm

s-a obținut în zona nerezidită în jurul adîncimii de 400 m și de asemenea în porțiunea nerezidită dintre oriz. IV—V. În general, devierile medii în raport cu axele compartimentelor de extracție sînt de 2—5 cm.

Ameliorarea verticalizării ghidajelor pe direcția nord-sud, în porțiunile nerezidite sau la trecerile dintre porțiunile rezidite și cele nerezidite s-a executat prin porțiuni curbe alungite la raze mari evitîndu-se refacerea zidăriei și în aceste porțiuni.

Incheiere

Lucrările executate au pus în permanență probleme tehnice și organizatorice noi care au fost rezolvate de la caz la caz.

Lucrările de rezidire prin diversitatea modului de execuție, efectuate ascendent sau descendent, sistemele de susținere, atacarea tronsoanelor vechi, susținerea zidăriei de deasupra frontului etc. au fost probleme tratate de la caz la caz. Variația condițiilor de lucru de la o porțiune la alta au creat necesitatea de a se lua măsuri diferite pe toată perioada.

Măsurile organizatorice luate, instrucțiunile speciale de tehnica securității stabilite, constituie împreună un bagaj necesar a fi cunoscut de tot personalul tehnic, pentru ca în condiții asemănătoare acesta să poată lua la timp măsurile necesare, bazați pe experiența obținută la puțul „Gh. Gheorghiu-Dej" de la mina Anina.

Intregul colectiv de la puț, sprijinit și ajutat în muncă de toate forurile competente a depus tot efortul pentru obținerea unor realizări frumoase.

Prin munca dezinteresată și spiritul de abnegație cu care colectivul a știut să înfrunte toate greutățile, punîndu-și la contribuție întreaga capacitate și experiență în scopul readucerii cît mai repede a minei Anina în circuitul economic al țării, puțul a fost repus în funcțiune după 24 luni (2 ani).

Mecanizarea tăierii și încărcării cărbunilor în abataj și tendințele noi în construcția mașinilor folosite în aceste operații *(III)*

Conf. ing. **V. Cazacu**

IV. CONDIȚIILE TEHNICE MINIERE ȘI POSIBILITĂȚILE ACTUALE DE FOLOSIRE A TĂIERII ȘI ÎNCĂRCĂRII MECANIZATE

Condițiile tehnice în care mașinile urmează să fie folosite sînt cel mai adesea factorii determinanți în construcția lor.

Cum condițiile tehnice din subteran variază foarte mult de la bazin la bazin și de multe ori chiar și în cuprinsul aceluiași bazin minier, alegerea celor mai potrivite mașini pentru anumite condiții miniere întîmpină multe dificultăți și devine o problemă foarte grea. Aceasta, cu atît mai mult, cu cît în stadiul actual de dezvoltare a mașinilor de tăiat și încărcat ele nu pot asigura obținerea unor rezultate bune, în oricare din împrejurările existente în mină.

Experiența utilizării mașinilor de acest fel a precizat totuși unele din condițiile în care ele dau rezultate optime, precum și împrejurările care le limitează capacitatea de producție și le fixează cîmpul de utilizare.

Examinînd aceste condiții tehnice și de zăcămînt, din punct de vedere al posibilităților actuale de utilizare a mașinilor, se degajează unele criterii care trebuie luate în considerare atunci cînd dorim să extindem lucrul mecanizat în abataj. Totodată se poate distinge, în linii mari, evoluția pe care a suferit-o construcția mașinilor de acest fel și drumul pe care se prevede că va păși dezvoltarea lor în viitorul apropiat.

1. Tăria cărbunilor

Unul din factorii de bază care intervine în cazul tăierii mecanice a cărbunilor, îl constituie tăria acestora. Ea introduce cel mai adesea unele din limitările principale în generalizarea folosirii acestui sistem de tăiere.

Caracteristicile de tărie intervin în mod diferit, atunci cînd se lucrează cu mașina de havat și cînd se lucrează cu combinele.

Astfel, mașina de havat taie făgașul în cărbuni tari, chiar dacă stratul are intercalații sterile piritoase sau sideritice foarte dure. Pentru aceasta, este suficient ca în strat să se găsească un banc în care lanțul să poată tăia mai ușor. În strate cu cărbuni foarte friabili, sau cu clivaj foarte pronunțat, mașina de havat nu poate lucra adesea din cauza tendinței de comprimare a cărbunelui și prinderii frecvente a brațului în făgaș. Pentru combinele moderne, care urmăresc desprinderea din masiv a întregului strat, condițiile de mai sus acționează în sens invers. Combina nu poate lucra în strate dure, chiar dacă ele au intercalații moi și lucrează bine în strate friabile, cu clivaj bine pronunțat și care se desprind ușor de acoperiș. În cărbune tare și, cu atît mai mult, în cărbune foarte tare, o bună parte din combine nu pot înainta sau combina lucrează cu viteze de avans foarte reduse, deoarece altfel motorul este suprasolicitat și decuplează; debitul de producție este foarte mic, ritmul de avansare a frontului este redus și folosirea lor devine neeconomică. Același fenomen se întîmplă și în strate tenace, legate, cu textură lemnoasă, care consumă energie multă pînă în momentul sfărîmării, deși cărbunele nu este prea tare.

Pentru a putea face o comparație în modul de comportare a cărbunilor la tăiere, în ultimul timp se utilizează ca indice energia consumată pe m^3 de cărbune tăiat, deși ea nu depinde numai de comportarea la tăiere a cărbunelui ci și de alți factori, printre care, în primul rînd, de mărimea aschiei și de modul de lucru a mașinii. Consumul specific de energie la tăiere este folosit frecvent, în paralel cu indicele privind rezistența la strivire a cărbunilor și s-a stabilit un oarecare paralelism între acești indici pentru cazul folosirii mașinii de havat.

Astfel, după una din ultimele clasificări ([64] Topciev), sînt considerați cărburi moi

cei cu rezistență la strivire de 50 kg/cm² sau care cer un consum de energie la tăiere cu haveza de 0,5—2,5 kWh/m³. Sînt considerați cărbuni de tărie medie cei care au rezistență de 50—150 kg/cm² și consum de energie de 2,5—3,5 kWh/m³ și cărbuni tari, cei care au rezistența între 150 și 300 kg/cm³ și consum specific de energie de 3,5—4,5 kWh/m³.

Combinele actuale taie în cărbuni moi sau medii, adică în strate cu o rezistență de 50—150 kg/cm² și cu un consum de energie în cazul havajului pînă la 3,5 kWh/m³.

Extinderea posibilităților de tăiere ale combinei constituie una din problemele majore ale mecanizării. Liniile pe care se merge în acest scop în momentul de față, sînt :

α) mărirea puterii și forței de tracțiune a mașinilor ;

β) mărirea dimensiunilor așchiei tăiate ;

γ) folosirea presiunii zăcămîntului și prehavajul ;

δ) slăbirea frontului prin injecția apei sub presiune sau prin împușcare (cardox și hidrox);

ε) lucrul mixt cu injecție de apă și împușcare.

În cele ce urmează vor fi examinate numai primele trei soluții legate de caracteristicile constructive ale mașinilor.

α) Mărirea puterii și forței de tracțiune a mașinilor. Mai toate combinele apărute în ultimul timp, ca și mașinile de havat, au puterea motorului mărită față de mașinile anterioare de același tip. Motoarele noi sînt izolate cu siliconi, pentru a rezista la condiții de încălzire mai grele. Se adoptă din ce în ce mai mult tensiuni de lucru mai ridicate pentru motoare. Se introduce răcirea dublă a motoarelor și chiar răcirea lor cu apă. Toate aceste măsuri sînt luate pentru a asigura puteri cît mai mari pentru motoarele de acționare. Cel mai adesea puterea lor ajunge la 80 kW și unele din combine au motoare de 120 kW. Totodată s-a mărit mult forța de tracțiune a troliilor, care a trecut de la 5 la 10 sau chiar la 15 t, pentru numeroase combine. Un exemplu tipic de acest fel îl constituie perfecționările introduse la combina Donbass 2 față de Donbass 1

β) Mărirea dimensiunilor așchiilor tăiate. Mărirea așchiei tăiate de mașini influențează mult consumul specific de energie și modul de lucru al acesteia.

În tabela 1 s-au trecut (după A. V. Topciev) unele date privind : mărimea așchiei, numărul de dinți care lucrează concomitent la tăiere, procentul de cărbune mărunt produs (0—6 mm) și consumul specific de energie electrică pe m³ de cărbune tăiat, pentru mașinile de tăiat cele mai răspîndite sau cele caracteristice.

Din tabelă și fig. 71 reiese clar, că o dată cu creșterea mărimii așchiei scade consumul specific de energie pe m³ tăiat, de asemenea scade și procentul de cărbune mărunt produs la tăiere. Pe de altă parte, mărimea așchiei variază invers cu numărul de cuțite, care atacă în același timp frontul de cărbune.

Tabela 1

Corelația dintre mărimea așchiei. numărul de dinți lucrînd concomitent, procentul de cărbune mărunt și consumul specific de energie la o serie de combine (după *A. V. Topciev*)

Nr.	Tipul de combină sau mașină de havat	Adîncimea așchiei pînă la	Numărul de cuțite lucrînd simultan	Cărbune mărunt produs, 0—6 mm	Consum specific de energie,
I		mm		%	kWh/m³
1	Mașină de havat	6	18	14—38	1,7
2	UKMG — 2M	4	33	30—40	1,0—1,5
3	Meco-Moore	6	40	30—40	1,0—1,5
4	Gorniac Sahtior	6	35	30—40	1,1—1,5
5	Donbas 6	6	50	35—40	1,1—1,7
6	Donbas 7	6	85	40—50	1,2—1,6
7	Petöfi, Continuous miner . . .	10	80	40	0,8—1
8	Gloster Getter	15	35	00	0,7—1
9	Donbas 2	10	40	30—40	0,7—1
10	UKT-2	20	16—20 + 20 pe lanț	30—48	0,5—1
11	Trepaner	20	4—5	15	0,4—0,6
12	K-52—Anderton—UKS-1 . . .	25	12	40	0,5—0,8
13	KV (UDK-1)	25	30	40—50	0,7—0,9
14	KU-1	75	30	30	0,4—0,6
15	K-19, K-15, KKP-2	100	3	20	0,1—0,25
16	KS-2, Westfalia Löbbe	100—150	—	12	0,2—0,4
17	K-14, K-26	100	3,5—4	25	0,16—0,35

Acest lucru reiese şi din diagrama din fig. 72 în care sînt trecute, după buletinul Eickhoff pe luna septembrie 1956, variaţia adîncimii

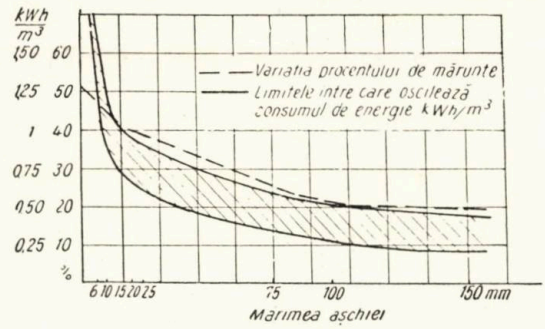


Fig. 71. Variaţia procentului de măruntă şi a consumului de energie în funcţie de mărimea aşchiei

aşchiei în funcţie de numărul de cuţite, la combina Eickhoff cu tobe (după principiul Anderton).

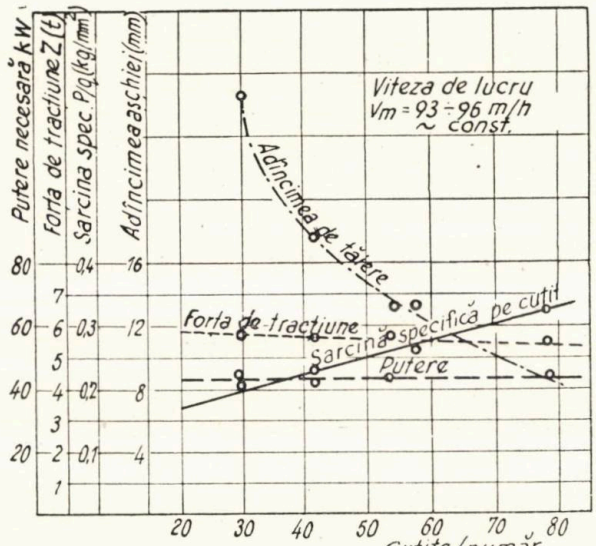


Fig. 72. Variaţia adîncimii aşchiei în funcţie de numărul de cuţite la combina Eickhoff cu tobe

În diagrama din fig. 73 se prezintă după aceeaşi publicaţie variaţia forţei specifice de aşchiere în funcţie de mărimea suprafeţei de aşchie tăiată.

După cum se vede şi din această diagramă, forţa necesară ca să se desprindă din masiv o aşchie cu secţiunea de 1 cm² scade o dată cu mărirea suprafeţei atacate.

Astfel se poate explica bunele rezultate şi preferinţa ce se acordă în prezent plugurilor de cărbune, care produc numai pînă la 12% cărbune mărunt şi au un consum de energie de 0,2—0,4 kWh/m³, ceea ce reprezintă cam 1/5 din consumul pe care îl are maşina de havat. De asemenea, se justifică interesul acordat combinei Trepaner, care, la o aşchie de 20 mm, dă de asemenea un procent redus de cărbune mărunt şi are un consum specific mic de energie. Tot consumul redus de energie explică de ce constructorii sovietici persevereză în punerea la punct a combinelor cu aşchie mare de tip K-14, K-26, K-19, K-15.

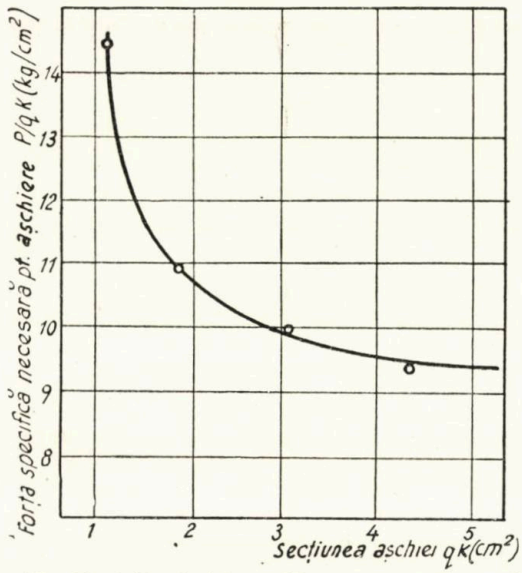


Fig. 73. Variaţia forţei specifice necesare la aşchiere în funcţie de mărimea aşchiei

Consumul specific de energie şi mărimea aşchiei sînt determinate indirect şi de alţi factori, printre care forma şi adîncimea făgaşului în care se lucrează. Astfel, tot după datele lui A. P. Topciev, la tăierea cu haveza a unor cărbuni cu rezistenţă la compresiune de 50—150 kg/cm², consumul specific de energie este de 2,5—3,5 kWh/m³, iar pentru rezistenţa de 150—300 kg/cm², acest consum ajunge pînă la 4,5 kWh/m³, în timp ce la combinele care lucrează într-un făgaş mai larg (ŞBM-1, Minier 500, UKT-2, Trepaner) consumul de energie este 0,5—1,5 kWh/m³ chiar dacă rezistenţa este de 200 kg/cm². La combinele care aşchiază direct din suprafaţa frontului, fără să intervină o mărunţire secundară, cum sînt combinele KKP-I, K-19, K-14, K-26, Coal Master, Anderton şi plugurile, consumul specific de energie este şi mai mic.

Din cele de mai sus reies avantajele mari pe care le prezintă combinele care taie cu aşchii mari şi lucrează direct din suprafaţa frontului. Este normal ca maşinile de acest fel să se dezvolte mult în viitorul apropiat şi să apară noi maşini bazate pe aceste principii de lucru.

γ) **Folosirea presiunii rocilor şi prehavarea.** Folosirea presiunii a fost încercată în ultimul timp cu succes la pluguri. Plugul Brand (prismatic), atacă zăcămîntul la mijloc, acolo unde efectul presiunii este maxim. De aceea, acest sistem de plug dă rezultate bune şi în cărbune mai tare. Prehavarea constă în aceea că, o dată cu tăierea cărbunelui, se execută şi un făgaş

în cîmpul viitor. Cărbunele prehavat rămîne în consolă să se fisureze şi să piardă din tărie, pînă la cursa următoare a combinei, cînd urmează să fie desprins de masiv. Prehavarea în unele cazuri este făcută cu o haveză separată, în alte cazuri de însăşi combina care taie cărbunele. Astfel, în afara plugului Beien, ea este folosită şi la combinele Trepaner, Anderton şi Eickhoff cu braţ inelar. Aplicarea acestui sistem e relativ recentă şi încă nu sînt publicate suficiente rezultate practice pentru a-i putea evalua efectul. Totuşi, în unele cazuri, se pare că dă rezultate bune.

δ) **Injectarea apei în strat şi împuşcarea prealabilă**. Acestea sînt soluţii aplicate pentru a compensa lipsurile actualelor maşini şi nu pot fi considerate ideale din punct de vedere al principiului tăierii complet mecanizate, chiar dacă în prezent dau rezultate bune.

Nu este exclus ca în viitor această formulă mixtă să prevaleze la tăierea cărbunilor celor mai tari şi să capete răspîndirea unanim admisă.

2. Înclinarea şi grosimea stratelor

Înclinarea şi grosimea stratelor limitează mult cîmpul de utilizare al maşinilor de tăiat şi încărcat.

Marea majoritate a acestor maşini este destinată pentru strate cu înclinare pînă la 35°, o parte din ele dă rezultate bune numai la înclinări mai mici (pînă la 10—15°). La înclinări mari apar greutăţi la tăiere şi, în unele cazuri, şi la încărcare.

Numărul combinelor construite special pentru înclinări mari este redus (combinele KKP-I, K-19 şi UKS-I). Ele urmează să lucreze descendent în lungul frontului, ca pe o treaptă dreaptă. Tot la combinele de acest fel se pot adăuga combina Cuylen — care fiind echipată cu concasor a fost încercată şi la înclinări mari —, precum şi cîteva pluguri. De observat că la înclinări mari combinele — cu excepţia plugurilor folosite în Ruhr — ca şi maşinile de havat, nu s-au răspîndit.

În ceea ce priveşte grosimea stratelor exploatate, majoritatea combinelor sînt construite pentru a lucra la grosimi mici, în special, între 0,8 şi 1,1—1,5 m.

Numărul celor construite pentru strate foarte subţiri, între 0,4 şi 0,6—0,8 m este mult mai redus. Printre acestea sînt UKMG, Gorniac Şahtior, UKT-2. Tot aici pot fi grupate şi combinele Korfmann şi scraperul plug. Maşinile pentru strate foarte subţiri s-au dovedit destul de bune, uşurează mult munca în abataj şi permit exploatarea unor strate considerate neeconomice, cu randamente mult mai bune decît atunci cînd se lucrează fără mijloace mecanice de tăiere.

Probleme mai grele ridică exploatarea stratelor peste 1,8 m. Seria de combine construite în acest scop, nu a adus încă o rezolvare satisfăcătoare a acestei probleme. Combinele vechi de tip Macarov nu s-au răspîndit, iar din cele moderne Donbass 4 şi 6 au fost scoase în serie numai în ultimul timp. Combina VOM, cu diversele ei modificări, nu are încă utilizare largă. De aceea, experienţele ce se fac cu combinele K-14 şi K-26, bazate pe principiul tăierii cu aşchii mari, sînt foarte interesante.

Variaţia grosimii stratelor de exploatat ridică unele probleme în legătură cu tăierea mecanică.

O mare parte din combinele destinate pentru exploatarea cu front lung, după cum s-a mai relevat, au dezavantajul de a nu se adapta la variaţii de grosime a stratelor şi, foarte adesea, lasă la acoperiş şi culcuş lipituri sau bancuri întregi, care trebuie tăiate şi încărcate separat, manual, cu ciocanul de abataj sau cu explozivi. Această lucrare suplimentară frînează ritmul de lucru în abataj, întîrzie susţinerea şi adesea face să dispară complet avantajul pe care îl aduce după sine folosirea combinei. Inconvenientul acesta s-a făcut simţit la numeroase combine de construcţie mai veche, din acelea cu braţe multiple, cu braţ inelar şi cu freze. De aceea, combinele mai noi sînt prevăzute cu braţ auxiliar sau bară, cu înălţime de tăiere variabilă, adesea reglabilă hidraulic, ca la combinele Donbass 4, Anderton etc., care taie concomitent şi bancul superior rămas în consolă. Jocul de la 10—30 cm pe care îl introduce dispozitivul telescopic, permite o oarecare adaptare la variaţii de grosime a stratelor.

Cînd combina circulă pe transportorul cu raclete, apare bancul de cărbune rămas netăiat în culcuş. Soluţiile adoptate aci au fost multiple: braţul inelar îndoit spre vatră la combinele Cuylen şi Eickhoff; braţul de haveză îndoit tip Serdiuc sau Hoy; folosirea unui plug de încărcare care taie acest banc, în cazul cărbunilor friabili, precum şi maşina Quoniam experimentată în ultimii ani. Fiecare din aceste soluţii prezintă inconveniente destul de mari. Combinele apărute în ultimul timp (UKT-2, Trepaner şi Anderton) taie cărbunele fără să lase bancul la culcuş.

O altă soluţie, care a fost aplicată pentru a asigura tăierea stratului pe toată grosimea, este braţul de tăiere mobil, căruia i se dă o mişcare de rotaţie de la culcuş spre acoperiş, ca la combinele Minerul continuu, Dosco, Petöffi, barele mobile de la combina Eickhoff, Working, Miner, Coal Master, UKS-I şi organele de tăiere oscilante, folosite în prezent la combinele K-14 şi K-26. Ultima soluţie pare cea mai avantajoasă, iar la tipurile de combine unde nu e posibilă aplicarea ei, preferinţele se îndreaptă spre folosirea braţului de tăiere cu reglare hidraulică a înălţimii de tăiere.

3. Comportarea acoperișului

Posibilitatea de folosire a mașinilor moderne de tăiat în abataj este influențată și de rocile înconjurătoare stratelor de exploatat și, în special, de rezistența acoperișului.

Ea se poate manifesta în două împrejurări: 1) unele combine ocupă o suprafață mai mare și pentru a lucra o perioadă scurtă de timp au nevoie de un spațiu nesusținut destul de mare, deci acoperiș suficient de consistent; 2) la alte combine, pentru ca lucrul în abataj să decurgă normal, fără manifestări de presiune, acoperișul este necesar să reziste în consolă, fără tendință de surpare. În primul caz intră în joc ambele dimensiuni ale suprafeței nesusținute, în al 2-lea caz, lățimea minimă.

Suprafața nesusținută necesară pentru funcționarea combinei variază. La majoritatea combinelor cu brațe multiple și la cele cu braț inelar, spațiul ocupat de organul de tăiere, cît și de cel de încărcare, ajunge la 7—8 m², mai ales dacă combina taie un făgaș adînc.

Această împrejurare a făcut ca utilizarea combinelor de tipul Meco-Moore, Donbass să se limiteze numai în mine unde acoperișul era rezistent, cum e cazul în bazinele de cărbuni din Anglia și U.R.S.S., în special, în Donet. Combinele care cer suprafețe mari nesusținute sînt în prezent privite cu rezervă. La mai toate combinele noi s-a redus adîncimea de tăiere. În afară de aceasta, prin mărunțirea directă adoptată, s-a redus în parte spațiul care era anterior ocupat de organele de havare și de mărunțire, la o parte dintre combine. De altfel, prin reducerea adîncimii de tăiere, extensiunea zonei nesusținute are importanță mai redusă. În U.R.S.S. se tinde să se reducă adîncimea de tăiere la 1—1,20 m.

Cît privește lungimea de grindă de acoperiș rămasă în consolă, primele combine folosite în abatajele cu front lung circulau într-un cîmp separat, lîngă front, astfel că abatajul cuprindea 4 cîmpuri: cîmpul nou tăiat, cîmpul de circulație a mașinii, cîmpul transportorului cu raclete și cîmpul de circulație pentru dirijarea presiunii acoperișului prin surpare sau rambleu. Acoperișul trebuia să rămînă în consolă, pe 3—5 m lungime, ceea ce limita foarte mult posibilitățile de tăiere mecanizată.

Pentru reducerea lungimii de grindă a acoperișului, care trebuie să rămînă în consolă, s-au adoptat ca soluții:

1) deplasarea combinei pe transportorul cu raclete blindat, desființîndu-se cîmpul mașinii;

2) deplasarea combinei în cîmpul nou tăiat;

3) reducerea adîncimii cîmpului nou tăiat.

Dintre combinele care funcționează după prima schemă sînt combinele Eickhoff, Cuylen, Anderton, plugul Huwood, precum și mașinile de havat.

Deoarece mișcarea combinei pe transportorul cu raclete lasă lipitura netăiată la vatră, o mare parte a combinelor încercate în ultimul timp, sau în curs de încercare, circulă în cîmpul nou tăiat, unde taie cărbunele pe toată grosimea, nelăsînd lipitură la vatră. Aici sînt grupate numeroase combine apărute în ultimul timp, care lucrează cu freze frontale sau cilindrice (UKT-2, Korfmann, Colmol, Cleveland, KKP-2, Eickhoff cu bare, UKS-I, K-14, K-26), precum și cele prin forare (Trepaner). Inconvenientul acestui sistem îl constituie necesitatea unor nișe mai mari pentru începerea făgașului.

Pentru micșorarea și mai mult a spațiului nesusținut, rămas cu acoperișul în consolă, la o bună parte din combinele moderne s-a renunțat la adîncimi mari de făgaș. În locul făgașelor de 1,65 m adîncime ca la Meco Moore, Donbass, UKMG, Șahtior, Gorniac, UKT-2, făgașele se fac de 1,20—1 m și chiar de 0,45—0,50 m, ca la Cuylen, Korfmann cu freze, Gloster Getter, Trepaner, Anderton. Această micșorare a făgașului, în afara extinderii cîmpului de folosire a combinei și la zăcăminte cu acoperiș mai slab, permite să se facă nișe mai puțin adînci la capetele frontului și deci mai ușor de executat. Pentru a compensa reducerea de producție pe care o aduce după sine adîncimea mai mică a făgașului, mai toate aceste combine se mișcă în lungul frontului, cu viteze mult mai mari ca la combinele apărute mai de mult, ceea ce micșorează sensibil durata cît acoperișul rămîne nesusținut.

Tendința de reducere a grinzii de acoperiș în consolă se constată și în evoluția constructivă a plugurilor. Plugul static avea inițial o lățime de 0,7 m, la care se adăuga lățimea transportorului cu raclete și lățimea cîmpului nou tăiat de plug, pentru a da lungimea maximă de acoperiș rămasă în consolă nesusținut de cca. 2,5—3,0 m. Același inconvenient îl are și plugul static automotor Samson. Plugurile rapide și-au micșorat mult dimensiunile, în special plugul multiplu Gusto, care are numai 17 cm lățime și ocupă un spațiu total numai de 70 cm, împreună cu transportorul cu raclete. Grație acestui lucru s-au obținut rezultate bune chiar în strate unde acoperișul este foarte friabil.

4. Culcușul stratului

De asemenea, comportarea culcușului influențează lucrul cu haveza și combina, în special prin consistența și uniformitatea lui. Este drept că, pentru havezele și combinele care circulă pe transportoarele cu raclete, consistența culcușului are importanță mai mică; ea interesează doar în măsura în care culcușul poate suporta stîlpii de susținere din abataj.

Pentru funcționarea normală a plugului static era necesar ca roca din culcuș să fie tare.

Prin modificările ulterioare aduse plugurilor şi montarea lor pe marginea transportoarelor cu raclete, această condiţie a dispărut. Plugurile moderne necesită doar o delimitare clară între cărbune şi sterilul din culcuş. Condiţia ca roca din culcuş să fie consistentă a rămas însă valabilă pentru folosirea plugului scraper.

Regularitatea vetrei este o condiţie esenţială, atunci cînd combina sau haveza circulă de-a dreptul pe vatră. Dacă maşinile se deplasează pe transportorul cu raclete blindat, este suficient ca maşina să poată tăia tot timpul în cărbune, chiar dacă vatra este ondulată. Ondulaţiile vetrei sînt dăunătoare la folosirea plugurilor şi, mai ales, la lucrul cu scraper plug este necesar un culcuş foarte regulat. Sistemul de plug intercalat în cuprinsul transportorului cu raclete lărgeşte cîmpul de utilizare al acestei maşini şi în zonele de strat în care apar accidente tectonice de amploare redusă.

5. Metoda de exploatare

O mare parte din combinele existente este destinată să lucreze în cadrul metodei de exploatare cu front lung, generalizată în Europa. Ea determină forma alungită a maşinii, înălţime şi lăţime reduse, greutate cît mai mică şi deplasarea paralelă cu frontul de tăiere, cel mai adesea de flanc.

Combinele destinate să lucreze în cadrul metodei de exploatare cu camere şi stîlpi au fost construite mai ales în S.U.A. Toate combinele din această categorie (Continuous Miner, Colmol, Konnerth, Cleveland, Warking Miner, Coal Master) sînt maşini grele (au între 16—35 t), echipate cu motoare puternice şi ocupă un volum destul de important în locul de muncă. Mai toate sînt automotoare şi se mişcă pe şenile sau cauciucuri. Cu toate avantajele de debit pe care le au şi vitezele mari de avansare realizate, folosirea lor se extinde încet. Şi aceste combine au inconvenientul că pot fi folosite pentru grosimi de strat care variază puţin. Pentru a permite folosirea lor la strate de grosimi diferite, au fost construite maşini de acelaşi tip, dar de două sau trei mărimi.

O nouă categorie de combine, apărută în ultimii ani, o constituie combinele destinate pentru metoda de exploatare cu front scurt. În această categorie pot fi socotite combinele experimentate în R.D.G. la minele de lignit, cu tobe verticale şi cea cu melc orizontal, precum şi combinele Valantin şi Schrämpanzer. Rezultatele promiţătoare obţiunte în fronturi de 7 m lungime cu primele combine şi de 20—40 m lungime pentru combina Valantin, în zăcămînt cu cărbune moale, deschid calea folosirii unor asemenea combine în multe alte zăcăminte.

La metoda de exploatare cu front scurt a dat rezultate bune şi folosirea scraperului plug.

În cadrul preocupărilor moderne de a obţine fronturi cu înaintare cît mai rapidă şi debit mare, frontul scurt are perspective mai mari decît frontul lung. Vitezele mari de avansare a frontului, care pot fi realizate în cazul metodei de exploatare cu front scurt, prezintă mari avantaje şi în ceea ce priveşte prevenirea manifestărilor de presiune. Aici dificultăţile de orice fel apar în proporţie mai mică şi, atunci cînd apar, au efecte mai limitate decît în cazul frontului lung. Aceasta va determina înmulţirea combinelor destinate să lucreze în cadrul metodei cu front scurt şi să se creeze noi tipuri adaptate pentru cărbuni mai tari sau pentru condiţii mai grele de zăcămînt.

O poziţie puţin deosebită ocupă combinele pentru forare, bazate pe sistemul găurilor alăturate. Ele au fost folosite mai mult de la suprafaţă. Cum găurile pe care le pot face sînt de 60 m lungime, folosirea lor în subteran va impune pregătirea de panouri mari cu una din laturi de 120 m.

6. Capacitatea de producţie a maşinilor de tăiat şi încărcat existente şi coordonarea operaţiilor de lucru în abataj

Capacitatea de producţie a maşinilor folosite la tăiere şi încărcare variază mult de la o maşină la alta. Ea depinde atît de caracteristicile constructive şi de funcţionare ale maşinii, cît şi de unele elemente exterioare, tehnice şi de organizare. Maşinile de havat moderne, avînd o viteză de avans mult mai mare decît cele anterioare, pot realiza un debit de producţie mărit, desi adîncimea făgaşului este mai redusă. Dar şi la maşinile de havat folosite în prezent se păstrează cursa de întoarcere, care constituie un timp improductiv şi imprimă lucrului cu maşina de havat caracterul de lucrare ciclică.

O mare parte din combine funcţionează după acelaşi principiu, necesitînd o cursă goală pentru a reveni în poziţia de lucru iniţială.

La multe combine trebuie să se realizeze în prealabil demontarea şi punerea în poziţie de transport a organului de tăiere şi de încărcare, operaţie improductivă care cere un timp destul de mare şi manoperă suplimentară. Procentul de timp productiv, faţă de timpul total al schimbului, se reduce astfel şi mai mult. În această situaţie se găsesc multe combine ca : Meco-Moore, Dosco, Donbass, UKT etc. Demontarea la capătul cursei şi la transportul în jos, la modelele mai vechi ale combinei Meco-Moore, dura aproape 4 ore. La modelele mai noi se afirmă că întoarcerea combinei se face într-o oră şi jumătate. De asemenea, la combina Donbass 2, s-au introdus simplificări constructive faţă de Donbass 1, pentru a permite

întoarcerea ei mai uşoară în poziţia iniţială. Cu toate modificările aduse, aceste combine au o activitate ciclică cu pauze destul de importante în decursul lucrului.

La combinele mai noi, punerea maşinii în poziţie de transport se face mult mai repede, iar la înclinări mici se realizează tăierea în 2 direcţii. În această situaţie se găsesc, de pildă, combinele Anderton, Gloster Getter, Plugul Samson, UDK-I, Ostravan 500 şi Trepaner. Majoritatea lor au montate pe corpul maşinii 2 serii de organe de lucru astfel aranjate, încît maşina poate tăia în ambele direcţii, după sistemul suveică, fără răsucire. Ele au fost trecute în categoria maşinilor cu acţiune semicontinuă.

Plugurile sînt instalaţii care pot lucra continuu, fără pauză la capete, asigurînd o capacitate de producţie foarte ridicată. Astfel, s-a evaluat că plugul rapid Westfalia ar putea ajunge la o viteză de avans a frontului de 7,2 m/zi şi să asigure o producţie de 2000 t/schimb dintr-un singur loc de muncă, respectiv 4000 t/2 schimburi.

La plugul static capacitatea de producţie a fost evaluată la 1000 t/schimb, pentru un strat de 0,90 m grosime, iar la plugul Huwood s-ar putea obţine o producţie de 1300 t/schimb, într-un strat de 1,20 m grosime. Aceste cifre, deosebit de mari, deschid perspectiva ca în viitorul apropiat producţia unei mine destul de mari să iasă numai dintr-un singur abataj.

Maşinile cu activitate ciclică asigură un debit mai mic. Se consideră că în cărbune mediu, combinele Meco-Moore şi Dosco pot tăia un front de 180 m în 7 ore, cu un cîmp de tăiere adînc de 1,50 m, astfel că într-un strat de 1,50 m grosime se pot produce 560 t/schimb. Combinele semicontinue, cum este Gloster Getter, deşi pot avansa frontul cu 2,70 m pe schimb, pot produce numai 370 t/schimb într-un strat de 0,90 m grosime. Combina Anderton, care taie 270 m de front într-o oră şi jumătate, poate scoate 500 t/schimb.

La combinele pentru abatajele cu cameră şi stîlpi, şi de asemenea, la combinele pentru front scurt, capacitatea de producţie a maşinilor este în general mare, deoarece aceste combine lucrează frontal, fără pauze, fără curse în gol sau pentru răsucirea maşinii. De aceea, acolo unde condiţiile de acoperiş nu frînează ritmul de înaintare, se obţin debite de ordinul 5—900 t/schimb, ca la combinele Continuous Miner, Colmol etc.

Debitele reale realizate de combine mai depind şi de numeroşi alţi factori, printre care grosimea stratelor în care sînt destinate să lucreze, lungimea frontului şi coordonarea în timp a diverselor operaţii din abataj. Dintre aceşti factori coordonarea între operaţii este mai greu de realizat, deoarece se modifică vechiul raport de timp de execuţie între faze. Astfel, în organizarea normală a lucrului cu explozivi, cu ciocan de abataj sau cu maşina de havat, operaţiile de tăiere şi încărcare durează mai mult decît operaţia de susţinere, care se face în mod obişnuit paralel cu tăierea şi încărcarea. Cum unele din combinele moderne realizează viteze mari de extragere a cărbunilor, s-a constatat că atunci cînd viteza de tăiere trece de 0,5 m/min şi este necesară susţinerea imediată a locului de muncă, susţinerea rămîne în urmă şi apar pauze în funcţionarea combinei, pînă să se execute susţinerea. Asemenea întîrzieri se semnalează în ultimul timp la lucrul cu plugul Huwood şi la combina Donbass 2.

Durata operaţiei de tăiere-încărcare este unul din elementele de bază în coordonarea ciclului, iar lucrările auxiliare sau complimentare la tăiere, care lungesc această operaţie, sînt dăunătoare. Combinele care nu taie cărbunele pe toată lungimea şi lasă bancuri netăiate la tavan sau la vatră (lipituri), lungesc durata ciclului de lucru prin aceea că necesită tăierea ulterioară a acestor rămăşiţe, în afara manoperei suplimentare care intervine. La combinele mai noi, s-au introdus organe de lucru care se pot adapta uşor la variaţiile de grosime a stratului şi pot elimina aceste operaţii auxiliare.

Capacitatea de producţie este legată şi de modul cum se face încărcarea. Problema încărcării devine în genere mai simplă, din moment ce s-a introdus susţinerea cu grinzi în consolă şi transportorul cu raclete blindat, aşezat lîngă front, deoarece majoritatea încărcătoarelor de la combinele moderne încarcă destul de bine şi cu un debit corespunzător celui de tăiere. In unele cazuri însă, încărcătorul nu funcţionează bine şi un oarecare procent din producţie trebuie încărcat manual. Aceasta a dus la mărirea puterii motorului încărcătorului, la combina Donbass 2.

Transportul în abataj nu constituie azi o frînă în dezvoltarea producţiei în abataj. Transportorul cu raclete blindat modern, de mare debit, poate transporta 200—350 t/h, are lungimea de transport de 150—175 m şi este suficient de rezistent ca să suporte circulaţia combinei pe deasupra lui. El are un dispozitiv de cuplare hidraulic şi este astăzi instalaţia de transport în abataj fără de care nu se poate imagina un abataj frontal modern de mare capacitate de producţie. Extensiunea pe care a luat-o utilizarea combinelor în multe ţări, în ultimii trei ani, se datoreşte în mare măsură introducerii acestui tip de transportor cu raclete.

Singura operaţie din abataj care împiedică în prezent realizarea unei mari capacităţi de producţie în abatajele echipate cu combine, este susţinerea, deoarece viteza ei de execuţie a rămas aproape neschimbată, în timp ce toate celelalte operaţii au fost scurtate. Introducerea susţinerii

metalice în abataje, care se montează mai repede decît cea de lemn, a introdus o scurtare a duratei acestei operaţii, însă nu în proporţia în care s-a scurtat timpul de tăiere şi încărcare. În cîteva ţări, s-a trecut în ultimul timp la susţinerea cu stîlpi hidraulici, care preiau mai curînd presiunea şi asigură acoperişului o stabilitate mai bună.

Introducerea grinzilor metalice în consolă permite folosirea combinelor şi în zăcăminte cu acoperişul ceva mai slab şi reduce pericolele de surpare. În afară de aceasta, utilizarea lor permite simplificarea diagramei de lucru ciclic prin aceea că se reduce mult manopera de mutare a transportorului cu raclete, care se face fără demontare.

Cu toate progresele făcute în ceea ce priveşte susţinerea în abataj, viteza de montare a susţinerii frînează totuşi funcţionarea combinelor şi le împiedică să lucreze cu întreaga lor capacitate de producţie. Din acest motiv, încercările de a folosi susţinerea mecanizată, începute mai de mult în U.R.S.S. şi în ultimul timp, în R.F.G., Anglia şi Franţa, trebuie urmărite cu deosebită atenţie, deoarece vor trebui să aducă scurtarea timpului de susţinere.

Funcţionarea abatajelor frontale impune şi o organizare corespunzătoare a transportului de la gura abatajului pînă la zi. O parte din rezultatele neconcludente obţinute la noi în ţară, la lucrul cu combinele, la Filipeşti de pildă, s-au datorit şi insuficienţei organizării transportului.

Probleme privind coordonarea şi scurtarea unor operaţii apar şi la folosirea combinelor pentru abataje cameră, unde pentru a asigura viteze de avansare a frontului de 10—30 m/schimb, este necesară prelungirea rapidă a instalaţiilor de transport. Problema a fost însă rezolvată în cea mai mare parte prin crearea unor transportoare speciale, iar susţinerea prin susţinerea ancorată.

Utilizarea unor combine întîmpină dificultăţi şi din cauza altor operaţii din abataj. Astfel, sistemul de exploatare cu combine, care forează găuri de mare diametru (Auger Drill), nu a putut fi aplicat în unele mine din cauza cantităţilor mari de metan degajat prin găuri şi au fost necesare unele amenajări speciale.

Debitele reale obţinute de combine diferă sensibil de cele teoretice, datorită condiţiilor amintite mai sus. Pentru unele din combine aceste debite sînt (după Colliery Engineering sept.—noiemb. 1955) :

Tipul de combină	Lungime de front yarzi	Producţia pe schimb	
		maximă t	medie t
A. B. Meco-Moore . . .	204	682	296
Dosco miner	106	380	374
Anderton	266	366	190
Gloster Getter	155	674	123
Plug static	163	425	170
„ Löbbe	182	591	252
„ Scraper	147	270	154

Se poate observa că la combinele ciclice diferenţa între capacitatea teoretică de tăiere şi cea realizată este mai mică decît la cele semicontinue şi la cele continue.

7. Influenţa introducerii tăierii mecanice asupra productivităţii muncii, randamente

Randamentele obţinute diferă destul de mult de la un bazin la altul şi cel mai adesea nu sînt comparabile, deoarece sînt influenţate de numeroşi factori, care pot fi foarte variaţi.

Din această cauză este greu să se facă o comparaţie între randamentele obţinute cu diverse combine la lucrările din abataj. Rezultatele mai bune sau mai puţin bune pot fi datorate unei diferenţe de grosime, de comportare a acoperişului maşinii folosite sau de calificare a personalului.

Singurele comparatii ce pot fi făcute sînt acelea legate de combină şi metoda de exploatare. Astfel, sînt de remarcat randamentele fenomenale, de peste 100—160 t/post, obţinute la exploatarea cărbunilor prin găuri de mare diametru, din carieră. De asemenea, sînt remarcabile randamentele ce se obţin cu combinele în abatajele exploatate prin metoda cu camere şi stîlpi, unde se ajunge la 30—90 t/post.

Pentru restul combinelor dau oarecare indicaţii randamentele la tăiere şi sînt de scos în relief, randamentele de tăiere la pluguri şi la combina Valantin, unde se ajunge la 25 t/post. Randamente apropiate de acestea se obţin la o serie de combine. Majoritatea combinelor au randamente de tăiere între 10 şi 25 t/post, dar rezultatele sînt deformate de variaţiile condiţiilor de zăcămînt şi organizare.

Interesante de examinat sînt însă creşterile de randament obţinute în aceeaşi mină sau în acelaşi abataj, la înlocuirea tăierii manuale sau cu ciocanul de abataj, prin tăierea cu haveză. De asemenea, sînt interesante de urmărit creşterilor ce intervin cînd se introduce tăierea cu combina în locul tăierii cu haveza.

Datele publicate în legătură cu aceste împrejurări sînt disparate şi nu se pot trage concluzii de ansamblu. Referindu-ne numai la rezultatele obţinute cu combina, multe din ele sînt obţinute în condiţii speciale de lucru sau de organizare. De aceea, creşterile de randament de 30—100% faţă de randamentele obţinute anterior, în majoritatea cazurilor trebuie privite cu rezervă, întrucît privesc perioade scurte de timp şi sînt rezultate maxime.

Dacă se iau în considerare cifrele medii, care se obţin din utilizarea noilor maşini pe perioade mai lungi, cifrele sînt mult mai reduse.

Astfel, după unele date, introducerea combinelor dă o creştere medie a randamentului din abataj de ordinul 10—30%. În U.R.S.S. se socoteşte că combina Donbass I dă majorări de randamente de 20—30% faţă de lucrul cu haveza, iar combina Şahtior dă o creştere de randament de 12%. Combina Anderton a dat la probe comparative o creştere de randament de 17% faţă de haveză.

Creşterile de randament obţinute, deşi apreciabile, par relativ reduse. Explicaţia acestor rezultate este simplă. Mecanizarea tăierii şi încărcării aduce o uşoară creştere a producţiei specifice din front. Ea aduce totodată şi economii destul de importante la manopera necesară executării acestor două lucrări. Tăierea şi încărcarea consumă însă numai 40—60% din totalul posturilor prestate în abataj. După unele date [54, 20, 60] reducerea de posturi la tăiere şi încărcare, ce se obţine prin mecanizare, este 30—50% faţă de posturile necesare în cazul tăierii cu haveza. De altfel, reducerea nu se aplică la toate posturile de la tăiere, din cauza necesităţii de a tăia manual nişele. Dacă posturile prestate la celelalte operaţii din abataj rămîn neschimbate, reducerea faţă de manopera totală este numai de 10—30%, deci randamentele cresc numai în această proporţie.

Acest lucru reiese din (după Calaşnicova [20]) rezultatele introducerii combinei Şahtior în locul havezei, în strate foarte subţiri şi anume:

Posturi prestate pe 100 t/producţie

Denumirea operaţiei	cu haveza	cu combine	% creştere
tăiere	18,4	13,4	
restul operaţiilor din abataj	20,2	20,0	
total în abataj	38,6	33,4	
randament la tăiere . .	5,43	7,45	137
randament total în abataj	2,59	2,99	116

După datele publicate de F. Pot [54], pentru realizările din nordul Franţei economia de posturi în abatajele frontale, cînd se lucrează cu haveza şi cu plugul, faţă de lucrul cu ciocanul de abataj, este următoarea:

Denumirea operaţiei	cu haveza	cu plugul
Tăiers	reducere cu 12 %	reducere cu 31%
Restul operaţiilor	majorare cu 4,5%	„ „ 20%
Total	reducere 6 %	„ „ 27%

Acolo unde se introduc alte simplificări la lucrul în abataj, concomitent cu introducerea tăierii şi încărcării mecanice, ca susţinerea metalică cu grinzi în consolă, mutarea transportorului cu raclete fără demontare, se obţine reducerea de manoperă şi la celelalte operaţii din abataj şi randamentul total pe abataj creşte cu 40—50%. După unele date, mutarea fără demontare a transportorului cu raclete aduce o reducere de 30%, la posturile necesare obişnuit pentru această operaţie. Economia totală de manoperă ce se obţine reiese din următoarele date publicate de R. Sander [60] privind situaţia din Germania de Vest.

Posturi la 100 tone producţie

Operaţia	Total nemecanizat	mecanizat		Total abataj	% reducere la plug	% reducere la haveză
		cu plug	cu haveză			
La tăiere .	14,1	7,1	11,4	13,6	35	19
Rest lucrări abataj . .	10,2	7,9	8,8	9,9	23	31
Total abataj	24,3	17	20,2	23,5	30	17
					% creştere randament	
Randament t/post tăiere	7,1	11,0	8,8	7,4	35	24
Randament t/post abataj	4,1	5,9	4,9	4,3	44	20

Majorările de randament pe care le dă introducerea plugului şi măsurile anexe sînt destul de mari şi aceasta explică răspîndirea destul de rapidă a plugurilor în ultimii ani.

Ca ilustrare a creşterii mari de randamente ce se obţin datorită unor modificări radicale în modul de lucru din abataj sînt prezentate după Henri Chales [23] rezultatele obţinute prin introducerea combinei Soest Ferrum (Cuylen), la o mină din nordul Franţei. La această mină o dată cu introducerea combinei s-a înlocuit susţinerea cu lemn, prin susţinere metalică, iar în locul transportorului cu raclete obişnuit s-a montat un transportor blindat.

După cum reiese din tabelă la extragerea cu combina randamentul a crescut cu 215%, faţă de extragerea cu ciocanul de abataj, iar faţă de haveză cu 55%. Se vede că o reorganizare a modului de lucru în unele abataje frontale este menită să aducă creşteri importante de randament.

Este de menţionat că randamentele ce se obţin în prezent, la lucrul cu combinele, pot fi considerate drept provizorii. In momentul cînd viteza de susţinere va ajunge la nivelul vitezei de tăiere, ciclul de lucru în abatajele frontale va fi realizat în timp mult mai scurt, randamentele realizate vor fi considerabil mai mari şi vor corespunde posibilităţilor reale de lucru ale combinelor.

Tabela 3

Locul de lucru	Abataj 18	Front Nord	Front 33	
Mașini de tăiat folosite	Ciocan de abataj	Havează+ciocan de abataj	Combină Cuylen (Soest Ferrum)	
Transportor	Bandă 500 mm	Blindat PFO	Blindat PF I	
Felul de armare . .	Lemn direcțional	Metalică front liber	Metalică front liber	
Perioada de referință	1/7—31/8 1952	15/5—27/12 1952	1/3-30/5 1953	1/4/30/4 1953
Lungimea de front, m	100	135	135	135
Avans zilnic al frontului, m	1,13	1,18	1,63	2,00
Tonaj zilnic t nete .	159	200	286,2	335,1
Randament abataj t nete/post	2,599	4,923	7,705	8,205
Raport net/brut tăiat	0,75	0,75	0,69	0,678

V. FOLOSIREA TĂIERII ȘI ÎNCĂRCĂRII MECANIZATE LA NOI ÎN ȚARĂ

1. Realizările de pînă acum

Tăierea mecanică a cărbunilor a fost cunoscută și practicată la noi în țară încă mai de mult, dar nu a avut mare răspîndire. Astfel, mașinile de havat au fost folosite în Valea Jiului, în special la mina Lupeni, unde condițiile de zăcămînt erau mai favorabile pentru utilizarea lor. În unele strate tăierea s-a practicat încă din 1925, dar exploatarea cu havezele a fost sporadică și legată de ordinea de succesiune care intervenea în exploatarea stratelor. De asemenea, mașinile de havat au fost folosite într-o mică măsură în bazinul Comănești și s-au făcut încercări de a le folosi în lignit. Aici, însă rezultatele n-au fost concludente și la un moment dat se considera că lignitul nu poate fi havat.

În decursul primului cincinal s-a acordat multă atenție mecanizării tăierii cărbunilor.

Cantitățile de cărbune tăiat mecanic au crescut de la an la an.

Evoluția cantităților tăiate mecanic a fost următoarea :

Evoluția cantităților tăiate mecanic a fost următoarea :

Anul :	1952	1953	1954	1955
Tăiat mecanic	1,8%	2,3%	3,7%	5,15%

În acest interval de timp, tăierea mecanică în abataj a fost folosită în Valea Jiului, în afară de Lupeni și la exploatarea unor strate subțiri de la minele Aninoasa și Vulcan. De asemenea, s-a experimentat și apoi s-a introdus pe scară din ce în ce mai mare, la minele de lignit. Cu această ocazie s-a dovedit că mașina de havat poate lucra foarte bine și în lignit. Utilizarea ei, începută la Filipești, a fost extinsă și la alte exploatări din regiunea subcarpatică, la Cîmpulung și Doicești. Rezultate bune s-au obținut apoi și în bazinul Sălaj și la Șorecani. Tot în acest interval de timp au fost făcute o serie de încercări de a folosi combine moderne la Filipești, Godeni, Lupeni și Vulcan.

Deși s-a lucrat destul de intens în domeniul mecanizării, procentul de producție obținut cu tăierea mecanică este însă redus. Cauzele principale sînt pe de o parte unele condiții de zăcămînt nefavorabile, iar pe de altă parte, dificultățile de organizare.

Astfel, în decursul primului cincinal, producția a provenit în cea mai mare parte din Valea Jiului, unde majoritatea stratelor au înclinarea peste 45°, iar peste 80% din producție provine din strate groase. În afară de aceasta, marea majoritate a stratelor are intercalații destul de puternice de siderită sau alte roci sterile dure, iar stratele sînt întrerupte de falii destul de numeroase. Toate aceste împrejurări au împiedicat folosirea tăierii mecanice pe o scară mai mare.

Pentru executarea tăierii au fost folosite, în afară de havezele de tip SEKA—40, și o serie de haveze mai noi de diferite tipuri : GTK—3m, KMP—I, MV—60, GTK—35, Anderson și WLN —40.

După rapoartele prezentate la consfătuirea privind mecanizarea exploatărilor în lignit din 1954 [5, 6], havezele care au dat cele mai bune rezultate au fost de tipul GTK-35 și Anderson. Ele s-au dovedit destul de puternice pentru lignit, în special prima, și totodată mai ușor de manevrat decît havezele grele de tip MV—60 și KMP—I. Adîncimea optimă a făgașului la lignit s-a constatat că este de 1—1,2 m.

Grație introducerii lor s-au obținut creșteri de randament în abataje de 20—45%, față de cele obținute anterior la tăierea manuală. Randamentele s-au îmbunătățit din an în an, ajun-

gînd la Sălaj în unele luni de 4,16 t/post în abataj.

S-a constatat că viteza de înaintare a frontului în urma utilizării havării mecanice creşte cu 50% faţă de lucrul manual şi stabilitatea acoperişului este mai bună.

Încercările făcute cu combina Donbass au precizat o serie de date în legătură cu posibilităţile de a le folosi la lignit şi în cărbunele din Valea Jiului. După datele publicate [5, 8, 10: Condrache, Molfetta şi Ţepeluş] au reieşit următoarele: stratele de lignit s-au dovedit prea tenace pentru a fi tăiate cu combine şi a fost necesară reducerea vitezei de tăiere la jumătate din viteza minimă, prin intercalarea unei role. Din acest motiv s-a folosit şi împuşcarea prealabilă pentru a slăbi lignitul. Lignitul nu este casant şi nu are clivaj, aşa că a trebuit să se monteze 5 discuri pe bara de sfărîmare, pentru a-l putea tăia în blocuri care să poată fi încărcate de către încărcător. Pentru ca maşina să lucreze mai bine, la Cîmpulung a fost necesar să se reducă adîncimea de tăiere a braţului la 1,20 m. Graţie acestor măsuri, în urma introducerii combinei, producţia din abataj a crescut de la 120 la 180 t/zi, deci cu 50% şi randamentul s-a mărit cu 37%.

Încercările de la Filipeşti au dovedit că partea inelară de desprindere din masiv lucrează fără dificultate, însă braţul cu discuri pentru mărunţire nu dă rezultate bune în lignitul de aici, deoarece consumă energie multă şi forţează adesea motorul să lucreze în suprasarcină.

La Lupeni combina a lucrat cu adîncime de tăiere de 1,35 m. Tăierea şi sfărîmarea au decurs bine, mai ales că s-a lucrat cu împuşcare prealabilă. Aceasta a permis ca şi lipitura de la acoperiş să se desfacă mai uşor cu ciocanul de abataj. Pentru sfărîmare a fost suficient să se monteze două discuri pe bară. Combina a lucrat puţin timp. Rezultatele publicate arată o depăşire cu 25% a randamentelor obţinute la lucrul cu haveza şi cu 60—80% a celor obţinute manual.

Rezultatele pozitive obţinute la lucrul cu havezele, în minele de lignit, confirmă necesitatea utilizării lor în aceste mine pe scară cît mai mare.

Cît priveşte combinele s-a dovedit că utilizarea lor este condiţionată de împuşcarea prealabilă a cărbunilor, iar compactitatea, elasticitatea şi lipsa de feţe de clivaj a cărbunilor din unele zăcăminte de la noi din ţară, impune combine cu motor mai puternic şi organe de lucru mai bine adaptate caracteristicilor fizico-mecanice ale acestor cărbuni.

În ultimul timp a început să se dea o importanţă mai mare şi reducerii manoperei de încărcare a cărbunilor din abataj. La Lupeni s-a experimentat susţinerea cu grinzi de lemn în consolă şi aşezarea transportorului cu raclete lîngă front pentru a obţine încărcarea prin împuşcare şi mutarea transportorului fără demontarea lui. De asemenea, la mina Petrila, s-a lucrat cu susţinere metalică şi cu grinzi în consolă în abataje frontale orizontale cu transportorul cu raclete lîngă front. Rezultatele obţinute au fost bune şi randamentele au crescut cu 20—30%. Se lucrează de asemenea la introducerea susţinerii metalice cu grinzi în consolă în minele de lignit, unde însă se întîmpină dificultăţi din cauza culcuşului moale.

În paralel cu aceasta, biroul de proiectări de maşini miniere din Valea Jiului a studiat o serie de propuneri de maşini de încărcat pentru abatajele cameră. Cîteva din ele au fost experimentate cu rezultate neconcludente. În prezent se găsesc în curs de experimentare şi punere la punct două maşini de acest fel care au dat rezultate promiţătoare. Faţă de dificultăţile constatate la tăierea mecanică a ligniţilor, s-a iniţiat studiul proprietăţilor mecanice ale cărbunilor, pe bazine. Rezultatele de pînă acum din regiunea Filipeşti, Sălaj şi Doiceşti indică rezistenţe medii sub 150 kg/cm², deci în cadrul posibilităţilor de tăiere ale combinelor actuale.

2. Perspectivele tăierii mecanice în zăcămintele de la noi din ţară

Varietatea condiţiilor de zăcămînt, în care se găsesc cărbunii de la noi din ţară, nu permite să se generalizeze cu uşurinţă rezultatele bune obţinute prin experimentarea unor maşini noi la anumite mine. De aceea, dezvoltarea tăierii mecanice va trebui examinată luînd fiecare mină şi strat în parte, lucrare care iese din cadrul acestui studiu. Dacă ne mărginim să privim această problemă din punct de vedere general, apar cîteva direcţii în care este posibilă dezvoltarea mecanizării tăierii şi încărcării mecanice. Astfel, zăcămintele noastre de cărbuni pot fi grupate în felul următor:

1) strate subţiri cu înclinare mică, în care intră marea majoritate a stratelor din minele de lignit şi o parte din cele din Valea Jiului;

2) strate foarte subţiri cu înclinare mică, cuprinzînd parte din stratele de cărbuni de la Şorecani şi Comăneşti;

3) strate subţiri, groase şi foarte groase cu înclinare mare, cuprinzînd zăcămintele de la Anina şi majoritatea statelor din Valea Jiului;

4) strate de lignit neexploatabile în prezent, care constituie continuarea în subteran a carierelor sau constituie zone neexploatabile în prezent în minele de lignit. Aci sînt grupate unele zăcăminte de la Rovinari, Căpeni şi stratele de lignit mai subţiri, în prezent neexploatabile;

5) strate foarte tectonizate, unde intră Codlea, Schela şi porţiuni din celelalte zăcăminte.

Mecanizarea tăierii şi încărcării este normal să se dezvolte diferit în aceste grupe de strate.

Zăcămintele din grupa 1 au condiţiile naturale cele mai corespunzătoare pentru tăierea mecanizată. Pentru a îmbunătăţi rezultatele de pînă acum vor trebui create condiţii optime de lucru în abataje. În primul rînd, va trebui să se introducă susţinerea metalică cu grinzi în consolă. Totodată, faţă de experienţa din alte ţări, şi pentru a ajunge la nivelul tehnicii miniere mondiale, ar fi bine să se înceapă studii şi încercări privind stîlpii hidraulici. Transportorul cu raclete blindat, cu cuplaj hidraulic, ar fi util să fie de asemenea introdus, pentru ca maşina de tăiat să poată circula pe el.

În ceea ce priveşte maşinile de adoptat, faţă de avantajele pe care le prezintă combinele, este normal să se caute să se introducă tăierea cu ajutorul lor. Ca elemente favorabile sînt de avut în vedere: rezistenţa lignitului precum şi faptul că în ultimul timp au apărut combine mai puternice şi mai adaptate să taie cărbuni compacţi. Combinele care ar putea fi încercate în primul rînd sînt cele de tip cu frezare cilindrică, de tip Anderson, sau cu forare tip Trepaner; s-ar putea studia de asemenea aplicarea combinei Donbass 2.

Avantajele mari pe care le au plugurile de cărbune ar trebui să determine încercări perseverente în vederea introducerii lor la noi în ţară. În R.F. Germană şi în Anglia au fost introduse aparate şi s-au făcut încercări speciale pentru verificarea aptitudinii stratelor de a fi tăiate cu plugul. De asemenea, în U.R.S.S., în ultimul timp se acordă mare importanţă acestui sistem de tăiere. Încercări de acest fel sînt necesare şi la noi în ţară.

În legătură cu susţinerea metalică ar fi utile studii mai detaliate privind comportarea rocilor din acoperiş şi culcuş, în vederea precizării tipului de susţinere.

Pînă la stabilirea tipului de combină ce poate fi folosit, este normal să se adopte maşina de havat cu adîncime de făgaş redusă, cu transportor cu raclete aşezat lîngă front, pentru reducerea încărcării manuale.

Faţă de faptul că la unele strate de lignit exploatarea se poate face mai bine prin metoda cu front scurt, este interesant să se urmărească rezultatele obţinute cu combinele Valantin şi cu transportorul cu raclete plug (aşchietor) din Saxonia (R.D.G.). Nu este exclus ca introducerea acestei metode să aibă avantaje substanţiale şi perspective de viitor.

Pentru zăcămintele din grupa 2, strate foarte subţiri cu înclinare mică, este cazul să se încerce exploatarea cu scrapere plug sau cu transportor cu raclete aşchietor (tip Romberg), în paralel cu havajul care se practică astăzi.

Pentru zăcămintele din grupa 3, care cuprind pe cele mai importante de la noi din ţară, problema este mai grea. Prezenţa intercalaţiilor sideritice, tectonizarea existentă şi înclinarea mare, îngreunează mult aplicarea tăierii mecanice.

Pentru abatajele cameră ar fi normal să se creeze o combină cu gabarit corespunzător, mai îngustă şi înaltă, care să poată circula între stîlpi, pornind de la combinele puternice folosite la metoda cu cameră şi stîlpi. Ar fi normal ca maşinile de încărcat ce se construiesc să poată servi drept bază pentru construirea acestei combine.

La abatajele frontale orizontale sau înclinate, în prima etapă se vor putea aplica susţinerea metalică cu grinzi în consolă şi transportor cu raclete lîngă front.

Pentru uşurarea tăierii mecanice, în zăcămintele cu intercalaţii dure, ar fi foarte util să se studieze mai atent tăierea mixtă, cu folosirea slăbirii prealabile a masivului prin încercări de injecţie sub presiune a apei în strate, sau să se folosească împuşcarea cu cartuşe hidrox sau cardox. În paralel să se încerce combine noi de tipul Colmol şi plugul. Este posibil ca folosirea unui plug, oarecum asemănător cu tipul Gusto, să dea rezultate excepţionale în anumite porţiuni de strat.

De asemenea, s-ar putea studia folosirea combinei Valantin, conjugată cu împuşcarea prealabilă, în abatajele frontale orizontale. În viitor este posibil ca prin punerea la punct a combinelor cu aşchie mare, de tip K-14, K-26, să se obţină noi posibilităţi de tăiere în stratele groase.

Pentru unele strate subţiri din regiunea Anina s-ar putea experimenta pluguri pentru înclinări mari, de tip Nauenburg sau Peissenberg.

Pentru zăcămintele din grupa 4 este cazul să se studieze folosirea găurilor de mare diametru (Auger Drill), care dau rezultate atît de bune în alte ţări.

În zăcămintele din grupa 5, pentru moment este cazul să fie practicate sistemele de tăiere şi încărcare folosite pînă în prezent.

Realizarea unor studii, cercetări şi experienţe atît de variate cere muncă multă şi mijloace suficiente pentru achiziţionarea şi experimentarea utilajului nou. Cît priveşte termenul de realizare, experienţa perfecţionării combinelor Donbass, K-14 şi K-26, ale introducerii plugurilor în Ruhr, a havezelor în Sarre şi în alte ţări, arată că, în mină, tehnicii noi îi trebuie o perioadă de introducere mai îndelungată.

Pentru accelerarea mecanizării va trebui să se asigure o coordonare şi o conlucrare cît mai activă între diversele organizaţii de cercetări ştiinţifice şi exploatări.

VI. CONCLUZII

Tăierea şi încărcarea mecanică se extind tot mai mult în toate bazinele carbonifere din lume.

Maşina de havat, în trecut principalul mijloc de mecanizare, a început să fie înlocuită, pe scară din ce în ce mai mare, de combină şi plug, însă îşi mai menţine preponderenţa. In construcţia maşinilor de havat au apărut o serie de îmbunătăţiri. Perfecţionările constructive principale introduse au fost: mărirea vitezei de avans şi a puterii motorului, introducerea mecanică a braţului în făgaş şi scurtarea acestuia. De asemenea, se folosesc braţe duble sau îndoite.

Încărcarea mecanică cu maşini speciale este relativ puţin folosită la metoda de exploatare cu front lung, însă este utilizată pe scară foarte mare la metoda de exploatare prin camere şi stîlpi.

Combinele sînt în plină evoluţie. Primele combine aveau organul de tăiere compus din braţul maşinii de havat, drept sau inelar, asociat cu organe de sfărîmare sau realizat prin multiplicarea braţului.

Combinele noi au organe de tăiere bazate mai mult pe frezare şi forare, care taie cărbunele cu aşchii mai mari.

De asemenea, au progresat mult plugurile care lucrează prin aşchiere.

Una din ideile dominante urmărite în prezent este realizarea combinelor care taie aşchii mari şi au consum specific de energie redus.

Pentru a adapta combinele şi la condiţii de acoperiş mai grele, se merge pe reducerea adîncimii de tăiere, în schimb se măreşte viteza lor de avans în lungul frontului şi ele au organe de tăiere care se adaptează la variaţii de grosime a stratului, obişnuit comandate hidraulic. Din acelaşi motiv combinele noi circulă pe transportorul blindat sau în cîmpul nou tăiat.

In vederea reducerii curselor moarte şi a pauzelor, aceste combine sînt construite cu acţiune semicontinuă sau continuă, iar cele de tipuri mai vechi sînt modificate în acelaşi sens.

Cu toate perfecţionările intervenite, combinele pentru front lung lucrează bine numai în cărbuni moi sau de tărie medie. In cărbuni tari, compacţi sau cu intercalaţii sideritice, lucrează mai greu şi trebuie să se execute slăbirea prealabilă a cărbunilor prin prehavaj sau împuşcare. Pentru viitor este posibil ca folosirea combinelor în cărbuni tari să fie legată de organe de lucru cu acţiune dinamică.

La viteza actuală de avans a combinelor, lucrul lor este frînat de viteza de susţinere. De aceea, în abatajele frontale unde se taie şi se încarcă cu combinele, se foloseşte susţinerea metalică cu grinzi în consolă şi transportor cu raclete lîngă front.

Cîmpul de folosinţă a combinelor este limitat la strate subţiri şi foarte subţiri, cu înclinare mică. Pentru strate mai groase încep să se precizeze noi tipuri de combine, dar acestea nu au încă o răspîndire mare.

Combinele pentru stratele cu înclinare mare nu au ajuns încă într-un stadiu constructiv suficient de avansat pentru folosirea lor în serie. Au fost obţinute rezultate mai bune lucrînd cu plugurile.

Combinele destinate lucrului în cadrul metodei cu camere şi stîlpi nu au căpătat încă răspîndirea corespunzătoare, deşi sînt foarte puternice, dau rezultate tehnice bune şi sînt produse în serie.

In general, introducerea combinelor şi a plugurilor în condiţii de zăcămînt corespunzătoare atrage după sine creşteri destul de importante de randament şi o reducere corespunzătoare a preţului de cost.

La noi în ţară extinderea tăierii şi încărcării mecanice este o problemă mai complexă din cauza condiţiilor de zăcămînt variate existente şi în general nu prea favorabile.

Mecanizarea va trebui precedată de introducerea susţinerii metalice, cu grinzi în consolă, pentru a reduce manifestările de presiune şi a asigura lucrul normal al maşinilor. Pentru exploatarea stratelor groase, cu înclinare mare, este cazul să ne punem problema creării unei combine mici pentru abataje cameră.

Pentru ca mineritul nostru să se dezvolte din punct de vedere tehnic şi să ajungă la nivelul din alte ţări, va trebui să se întreprindă numeroase studii şi să se pornească cu curaj la încercarea şi adaptarea celor mai moderne tipuri de combine. Rezultatele bune obţinute cu plugurile în alte ţări, trebuie să ne îndemne să încercăm aplicarea lor. De asemenea, va trebui să studiem şi să încercăm aplicarea combinelor pentru front scurt şi a celor cu găuri de mare diametru.

Lucrînd cu curaj şi perseverenţă, se vor putea obţine rezultate deosebit de bune în zonele unde condiţiile de zăcămînt sînt mai favorabile, reduceri importante la manopera exploatării cărbunilor şi o creştere însemnată a randamentului muncitorilor din mină.

Bibliografie

1) *Bădărău Al.:* Incărcarea mecanică în abatajele minelor de lignit. Raport prezentat la consfătuirea din industria minieră la Petroşani. Mai, 1956 (inedit).
2) *Beraru A.:* Metoda de exploatare cu front lung şi încărcarea directă prin împuşcare. Revista Minelor nr. 3/1956.
3) *Beraru A.:* Mecanizarea proceselor de muncă în minele de cărbuni. Revista Minelor nr. 8/1955.
4) *Cenuşe C.:* Metoda de lucru cu mutarea transportorului în frontul de lucru prin împingere. Revista Minelor nr. 3/1956.
5) *Condrache D.:* Mecanizarea tăierii în abataje. Revista Minelor nr. 2/1955.
6) *Duma Şerban:* Mecanizarea minelor de lignit. Din experienţa de pînă în prezent. Revista Minelor nr. 2/1955.
7) *Herescu N.:* Aplicarea maşinilor G.T.K.-35 şi VASA 104 la I. C. Sălaj. Revista Minelor nr. 6/1954.
8) *Molfeta Foti:* Lucrări pentru aplicarea combinei Donbass 1 la o mină de lignit. Revista Minelor nr. 8/1954.

9) *Popescu Valeriu:* Stabilirea şi experimentarea formei şi construcţiei cuţitelor la maşinile de havat şi combinele folosite la mina Filipeştii de Pădure. Revista Minelor nr. 2/1955.
10) *Tepeluş P.:* Experimentarea combinei sovietice Donbass 1 la I. C. Lupeni. Revista Minelor nr. 1/1956.
11) *Vlădoianu R.:* Posibilităţile de extindere a folosirii combinelor Donbass în minele de cărbuni din R.P.R. Revista Minelor nr. 4/1955.
12) *Anderheggen Erwin:* Plugul rapid Westfalia. Gluckauf nr. 37/38/1950.
13) *Arhanghelschi A. S.:* Combinele pentru săparea lucrărilor miniere M.T.R. (Mehanizaţia trudoiomchih rabot) nr. 6/1955.
14) *Başcov A. I.:* Mecanizarea industriei carbonifere în R.P. Ungară, M.T.R. nr. 4/1955.
15) *Başcov A. I.* şi *Triapocichin V. A.:* Combina Donbass 2. M.T.R. 7/1955.
16) *Belov V. I.:* Mai repede noua tehnică pentru minele din Doneţ. M.T.R. 10/1955.
17) *Balicov V. M.* şi *Ghersenovici S. E.:* Combina de cărbuni Ostravan 500 M.T.R. nr. 4/1956.
18) *Brand I.:* Căi noi pentru tăierea cărbunilor prin aşchiere. Gluckauf 15/16 — 1953.
19) *Bratcenco B. I.:* Utilizarea combinei duble Donbass în Caraganda M.T.R. 7/1955.
20) *Calasnicova T. N.:* Experienţa exploatării combinei Şahtior. M.T.R. nr. 10/1953.
21) *Camciatnicova E. V.* şi *Minevici G.:* Folosirea combinei Donbass în minele Combinatului Moscov ugol M.T.R. nr. 5/1955.
22) *Cuzmici A. S.:* Dezvoltarea mecanizării producţiei de cărbuni pe toate căile. M.T.R. nr. 1/1953.
23) *Chales Henri:* Cercetări pentru mecanizarea totală a tăierii şi încărcării în abataj. R. ind. Minerale (R.I.M.) 5 oct. 1955.
24) *Comarov N. I.:* Exploatarea combinelor U.K.M.G.-1 în strate foarte subţiri M.T.R. nr. 3/1953.
25) *Comarov N. I.* şi *Iatchih V. G.:* Exploatarea cărbunilor cu combinele în strate foarte subţiri. M.T.R nr. 8/1955.
26) *Delvaux L.:* Expoziţia şi Congresul minier de la Cleveland 1955 — Annales des mines de Belgique, iulie 1955.
27) *Dubinschi M.* şi *A. M. Vartiananţ:* Lipsurile organizării introducerii maşinilor în mină. M.T.R. 10/1955.
28) *Edwards I. H.:* Mineritul cu găuri cu diametru mare (auger mining) de mare debit. Coal Age mai 1952.
29) *Glebe E.:* Maşinile miniere subterane la expoziţia minieră din 1950 la Essen Gluckauf nr. 37/38/1950.
30) *Glebe Ernst* dr.: Progresul tehnic la expoziţia din Essen 1954 Gluckauf 11 sept. 1954.
31) *Haarman A.:* Mecanizarea în subteran în minele de cărbuni din America, Gluckauf nr. 36/37/1950.
32) *Heinrich R.:* Mecanizarea tăierii în strate foarte subţiri sau dislocate. Bergbautechnik nr. 7/1955.
33) *Hibberd:* A century of mechanical coalcutting. Iron & Coal trade Rew. 170/1955 4539, 783/91.
34) *Horin V. N.:* Combina Gorniac. M.T.R. nr. 2/1953.
35) *Horin V. N.:* Despre combina KKP—1, M.T.R. nr. 6 1953.
36) *Isaiev S. S.:* Căile de creştere a producţiei de cărbune în bazinul Moscovei. M.T.R. nr 9/1955.
37) *Kuhn O.:* Posibilităţile de viitor ale mecanizării în abataj în mineritul din Germania de Vest. Gluckauf, numărul special pentru Congresul de la Paris 1955, august 1955.
36) *Lindenau N. I.:* Lipsurile mecanizării în Cuzneţc M.T.R. nr. 9/1955.
39) *Luboşcinschi D. M.* şi *Cercaskii F. B.:* Exploatarea de probă a combinelor Donbass 6 în bazinul Caraganda. M.T.R. nr. 3/1956.
40) *Luboscinschi D. M.* şi *I. S. Silbert:* Folosirea lui Donbass 4 în Caraganda, M.T.R. 10/1955.
41) *Merkel:* Experienţa de exploatare cu mînerul continuu. Gluckauf nr. 1/2—1956
42) *Miniaev V. I.* şi *Suris N. A.:* Maşina de havat G.T.K.—35, M.T.R. nr. 2/1952.
43) *Moench:* Săparea de galerie rapidă. R.I.M. mai 1954.
44) *Onica D. G.:* Problemele mecanizării în U.R.S.S. M.T.R. nr. 5/1956.
45) *Onica D. G.:* Broşuri pentru consfătuirea cu R. P. Polonă.
46) *Opolsky T.:* Analiza încărcării în abatajele frontale, în cazul folosirii maşinilor de havat la încărcare. Bergbautechnik nr. 6/1955.
47) *Opolsky T.:* Rezultate în mecanizare în mineritul polonez, Bargbautechnik nr. 6/1955.
48) *Panov A. D.:* Perspectivele exploatării cărbunelui în abatajele frontale din strate subţiri cu pluguri în combine în adîncime de tăiere mică. Ugol nr. 8/1956.
49) *Paramonov V. I.:* Mecanizarea producţiei de cărbune în Anglia. M.T.R. 8/55.
50) *Permiacov P. N.:* Greutăţile tehnice ale Combinatului Tula. M.T.R. nr. 10/1955.
51) *Perov I. V.:* Sînt necesare maşini pentru condiţii de lucru diferite. M.T.R. 10/1955.
52) *Pelzer Arnold,* dr.: Maşini de înaintat în galerii Gluckauf 8 dec. 1954.
53) *Pelzer Arnold,* dr.: Dezvoltarea şi extensiunea maşinilor de tăiat şi încărcat în străinătate. Gluckauf 8 mai 1954.
54) *Pot F.:* Mecanizarea abatajelor frontale în bazinul de nord francez. R.I.M. 15 sept. 1955.
55) *Plessy D.:* Imbunătăţiri în minele din Saare R.I.M. mai 1954.
56) *Radecker I.:* Economia cu plugul de cărbuni în funcţie de grosime. Gluckauf nr. 91 (1955 nr. 13/14).
57) *Rauer G.:* Eforturile mineritului de cărbuni vest german pentru mecanizarea tăierii cărbunelui. Gluckauf nr. 49/50—1953.
58) *Sinddal N. & Thorpe R. H.:* Longwall trepaner. Iron & Coal T.R. 170/55—4541.
59) *Suriş N. A.:* Noua combină pentru strate cu înclinare mare. M.T.R. 7/1953.
60) *Sander H. R.:* Tăierea prin aşchiere în Germania. Gluckauf număr special pentru Congresul de la Paris 1955, august 1955.
61) *Schulze G.:* Poditura mobilă cu mijloc auxiliar pentru mecanizarea tăierii.. Gluckauf nr. 25/26—1955.
62) *Sellenk* şi *Leichsenring:* Introducerea maşinilor de tăiat frontal în mineritul din Saxonia, Bergbautechnik nr. 2 1956.
63) *Sudoplatov D. P.:* Producţia de cărbuni în Statele Unite. Ugol nr. 1/1956.
64) *Topciev A. V.:* Direcţiile de construcţie a combinelor pentru cărbuni tari şi compacţi. Moscova 1956
65) *Topciev A. V., N. M. Balicov, S. E. Ghersenovici:* Lucrul cu combina K.K.P. 1 în stratele cu înclinare mare din Donbass., M.T.R. nr. 4/1952.
66) *Topciev A. V., Horin V. N.* şi *M. K. Şcepilova:* Mecanizarea tăierii în Germania de Vest, Anglia şi Olanda. M.T.R. nr. 4/1955.
67) *Topciev A. V.:* Progresul tehnic în mecanizarea producţiei în subteran. M.T.R. nr, 6/1953.
68) *Topciev A. V.:* Expoziţia internaţională de utilaj miner la Paris. M.T.R. nr. 6/1953.
69) *Topciev A. V., Clorichian S. H., Gridin A. D.:* Directivele de bază ale mecanizării complexe în abatajele din stratele cu înclinare mică. Ugol nr. 4/1956.
70) *Titirenco V. S.:* Problemele nerezolvate ale mecanizării lucrărilor în minele combinatului Molotov Ugoli M.T.R. nr. 9/1955.
71) *Vasilenco S. I.* şi *Sumanschi O. P.:* Experienţa exploatării combinei Şahtior—1 M.T.R. nr. 3/1955.

72) *Venter:* Mineritul european în anul 1975. Gluckauf nr. 39/40—1955.
73) *Vidal V.:* Exploatarea în abataj în minele de cărbuni din viitor, Gluckauf nr. 49/50 1955.
74) *Winder R. H. B.* şi *F. E. W. Marsh:* Dirijarea plugurilor de cărbuni. Colliery Engineering Nr. 379, Sept. 1955.
75) *Zasiadco A. F.:* Noi probleme în dezvoltarea tehnicii producţiei de cărbuni M.T.R. nr. 1/1952.
76) *Zaiţev* Experienţa lucrului cu combinele K.K.P.—1 M.T.R. nr. 8/1952.
77) — Consfătuirea tehnico-ştiinţifică sovieto-polonă privind schimbul de experienţă în industria carboniferă M.T.R. nr. 5/1956.
76) — Plugul Huwood Colliery Engineering Oct. 1955.
79) — Charbonages de France. Exposition de materiels de mine d'Essen. Note technique 13/14 Dec. 1954.
80) — Anderton disc Shearer, National Coal Board Inf. Bulletin Nr. 54/pag. 129.
81) Maşina de tăiat şi încărcat Valentin Bergbau technik Nr. 2/1955.
82) — Rezumatul privind comunicările Congresului de la Paris din 1955. Strate groase. (Repetzki. Tăierea şi încărcarea mecanică în front şi în camere (Sander). Perspectivele minelor de viitor (Kuhn) Gluckauf nr. 7/8 1956.
83) Un nou tip de maşină de tăiat şi încărcat. Inichar. Bergbautechnik Nr. 1/1956.
84) — Tendinţele de mecanizare în abatajele frontale. Colliery Engineering Nr. 379, Sept. 1955.
85) — Maşina de tăiat şi încărcat cu discuri Anderton Bergbautechnik nr. 6/1955.
86) Maşina de tăiat şi încărcat Anderton Shearer Colliery Engineering nr. 379, Sept. 1955.
87) — Probleme de modernizare a metodelor de exploatare în bazinul Lorenei. R.I.M., mai 1954.
88) — Maşina combină mixtă cu ciocan de abataj. Bergbautechnik Ian. 1955.
89) Plugul de cărbune la Hénin — Lietard R. I. M. 15 oct. 1955 (Revue de l'ndustr. Minerale).
90) *Cosminschi:* Combinele de cărbune noi în ţările vestice europene. Master Uglia nr. 12/1955.
91) *Cuzmici A. S.:* Problemele mecanizării în industria carboniferă M.T.R. 1/1955.

Minerale rare în pegmatitele granitice din Banat (I)

Ing. Caius Superceanu

Cu ocazia revizuirii structurale-paragenetice a pegmatitelor granitice din Banatul de est, s-au pus în evidenţă o serie de minerale rare, a căror descriere formează obiectul prezentei lucrări.

Din numeroasele pegmatite existente în cîmpurile pegmatitice din Banatul de est, ce formează zone concentrice (interne) în jurul masivelor granitice autohtone centrale ale Carpaţilor Meridionali, în lucrarea de faţă se studiază numai două şi anume pegmatitele de la Teregova şi pegmatitele de la Voislova ,făcîndu-se descrierea zăcămintelor, mineralelor rare şi constitutive ale acestor pegmatite, în lumina structurii zonare şi a clasificării texturale paragenetice [1] [7].

I. PEGMATITELE CUARŢO-FELDSPATICE CU BERIL, COLUMBIT, TANTALIT şi MONTEBRASIT DE LA TEREGOVA

In masa zăcămîntului pegmatitic de la Teregova, cercetările noastre au pus în evidenţă o serie de minerale rare, neidentificate pînă în prezent în pegmatitele granitice din R.P.R. şi care sînt următoarele:

Columbit	$(Fe,Mn)(Nb,Ta,Ti)_2\ O_6$
Tantalit	$(Fe,Mn)(Ta,Nb)\ O_6$
Beril	$Be_3Al_2(Si_6O_{18})$
Montebrasit	$(Li,Na)Al.(OH,F)PO_4$
Spodumen	$LiAlSi_2O_6$
Casiterit	SnO_2
Molibdenit	MoS_2
Zircon	$ZrSiO_4$
Rutil	TiO_2
Titanit	$CaTiSiO_5$
Ilmenit	$FeTiO_3$

In plus, s-au mai identificat şi alte minerale rare cu compoziţie mai complexă ce apar subordonat şi a căror analiză spectrografică este în curs. Mineralele de titan (rutil, ilmenit, titanit), deşi nu sînt considerate minerale rare, au fost ataşate tot acestei grupe.

Paragenezele variate (Nb — Ta — Ti — Be — Li — Zr — Sn — Mo) şi dimensiunile apreciabile (pînă la 12 cm) ale mineralelor din grupa columbitului-tantalitului şi montebrasitului, situează acest zăcămînt printre cele mai interesante zăcăminte pegmatitice cu iviri de minerale rare din R.P.R., care se poate integra astfel în grupa pegmatitelor analoage cu apariţii de minerale rare ale Europei (Finlanda, Norvegia etc.).

Din punct de vedere geologic-petrografic, regiunea Teregova se încadrează în unitatea tectonică a Carpaţilor Meridionali, fiind constituită din rocile metamorfice ale grupului I cristalin (Pînza Getică) din Munţii Semenicului.

La alcătuirea geologică a regiunii ia parte un complex de roci cu metamorfism accentuat meso-catazonal, între care predomină micaşisturile şi paragneisele micacee. Acestea sînt constituite din oligoclaz, cuarţ, muscovit, biotit şi în mod accesoriu conţin granaţi, turmalină, disten, staurolit, silimanit, rutil etc.

In regiune mai apar paragneise biotitice, asociate cu un complex de paragneise aplitice (de injecţie), cuarţite, amfibolite, marmore, aplite, pegmatite cuarţo-feldspatice (frecvente în masivul Semenicului) şi apariţii sporadice de banatite.

Zăcămîntul este reprezentat prin două filoane puternice de pegmatite granitice [3] situate în masivul cristalin de pe versantul stîng al pîrîului Teregova, la extremitatea vestică a localităţii.

Filoanele străbat aproape pe verticală (80°) pachetul de paragneise biotitice şi amfibolice ale masivului, avînd direcţia N 70° V şi grosimi variabile între 2—7 m, fiind paralele, deosebindu-se prin dimensiuni, compoziţie mineralogică şi textură. Complexul cristalin are o cădere lină de 15° spre nord (fig. 1), filoanele avînd o poziţie discordantă în raport cu acesta.

Filonul principal, în punctele unde este accesibil şi neexploatat, prezintă o structură zonară, destul de explicită şi anume: o zonă laterală aplitoidă urmată de o bandă cu structură granitică şi micrografică; o

zonă intermediară cu structură în blocuri de microclin-cuarț și zona centrală a nucleului cuarțos.

Diferențierea nu a evoluat pînă la individualizarea unei zone monominerale, separate de microclin. Minerale rare sînt cantonate în general pe limitele microclinului cu cuarțul. Fenomenele de substituție (albitizare) au fost puțin intense. (Fig. 2).

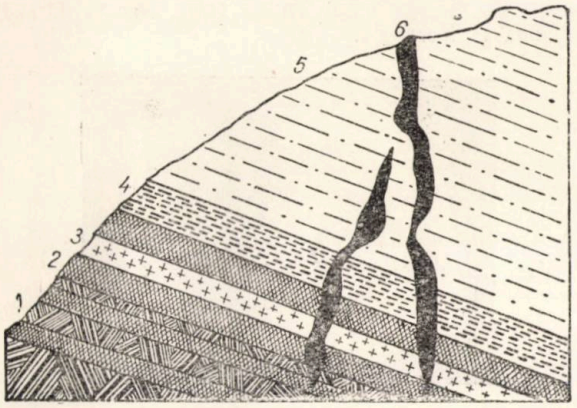


Fig. 1. Profil schematic prin zăcămîntul de pegmatite de la Teregova (3). Filoanele de pegmatite străbat (discordant) complexul cristalin meso-catazonal:
1 — Paragneis bazal (biotitic-muscovitic); *2* — Amfibolit; *3* — Gneis aplitic; *4* — Paragneis biotitic; *5* — Micașist.

Descrierea detaliată a grupelor paragenetice, constituente ale zonelor, va fi făcută în partea finală a lucrării.

Prin studiul microscopic al grupărilor paragenetice ale zonelor s-au determinat peste 30 de minerale, care s-au divizat în două grupe:

Minerale rare, accesorii ale pegmatitului: columbit, tantalit, beril, montebrasit, spodumen, casiterit, molibdenit, zircon, rutil, titanit și ilmenit.

Minerale constitutive ale pegmatitului: microclin, ortoză, albit-oligoclaz, cuarț, muscovit, sericit, biotit, granați (almandin spesartin), apatit, turmalină, hornblendă, pirotină, pirită, marcasită, limonit, caolin, sericit și calcit.

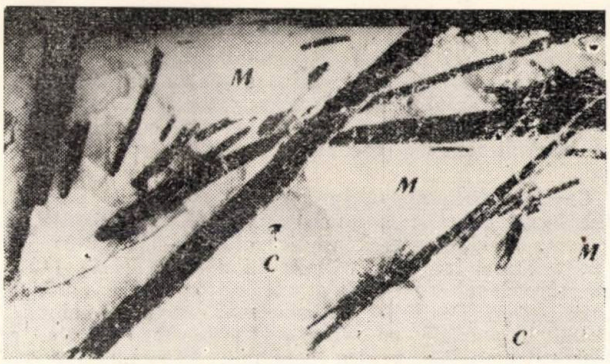


Fig. 2. Cristale tabulare de columbit (negru) la limita dintre blocurile de microclin *(M)* și zona centrală de cuarț *(c)*.
Succesiunea: Columbit-microclin-cuarț (mărime naturală).

Minerale rare accesorii ale pegmatitului

Columbitul $(Fe, Mn)(Nb,Ta,Ti)_2O_6$, alături de tantalit și montebrasit, reprezintă unul din mineralele rare

Fig. 3. Grup de eșantioane de columbit și tantalit din pegmatitul de la Teregova. Cristalele mari tabulare și prismatice de columbit și tantalit sînt incluse în microclin și cuarț provenit din zona centrală cuarțoasă și intermediară în blocuri a pegmatitului. In centrul figurii și în fața riglei sînt așezate cristale de montebrasit *(M)* ($^1/_2$ din mărimea naturală).

cele mai expresive din punct de vedere geochimic şi mineralogic, fiind totodată bogat în metale rare conţinînd Nb, Ta, Ti, Sn, W, Zr, Mn etc.

Studiile mai vechi [3] [6] asupra pegmatitului de la Teregova conţin numai presupuneri asupra prezenţei unui mineral din grupa columbitului, fără ca mineralul să fi fost identificat şi studiat pe baza proprietăţilor sale mineralogice, fizico-optice şi prin analize chimice şi spectrografice.

Actualmente este bine cunoscut faptul că poziţia chimico-mineralogică riguroasă, a mineralelor din grupa oxizilor complecşi de Nb—Ta—Ti, respectiv a seriei columbit-tantalit nu poate fi stabilită decît prin analiza spectrografică. Metodele clasice de investigaţie mineralogică — deşi foarte laborioase — nu sînt suficiente pentru cercetarea şi definitivarea compoziţiei şi poziţiei diverşilor termeni ai seriilor izomorfe: columbit-tantalit, euxenit-policras, eschinit-samarskit, piroclor-microlit etc.

Caracteristici cristalografice. Columbitul se prezintă sub formă de cristale tabulare de grosime variabilă, în general hipidiomorfe, bine dezvoltate după (010), feţele cele mai frecvent întîlnite fiind (130) (111) (131), iar subordonat apar feţele mici (170) (011) (100) şi baza (001). Pe faţa predominantă (010) se observă striaţiuni paralele cu axul (001) foarte evidente, ce sînt caracteristice pentru columbit. Mineralul are culoare neagră, uneori cu nuanţe brune, cu luciu metalic şi urma brună. Uneori, din cauza unei alterări incipiente şi superficiale, prezintă irizaţii gălbui-bronzii-roşiatice sau violacee.

Dimensiunile cristalelor tabulare variază între 0,1—12 cm, cele mai frecvente avînd 3—4 cm lungime, 0,5—5 cm lăţime, grosimea variind între 0,01—2 cm. Uneori cristalele se aglomerează sub formă de agregate radiare. (Fig. 3).

Caracteristic pentru zăcămîntul de la Teregova este faptul că în parageneze columbit-microclin şi columbit beril mineralul prezintă un habitus tabular cu grosimi

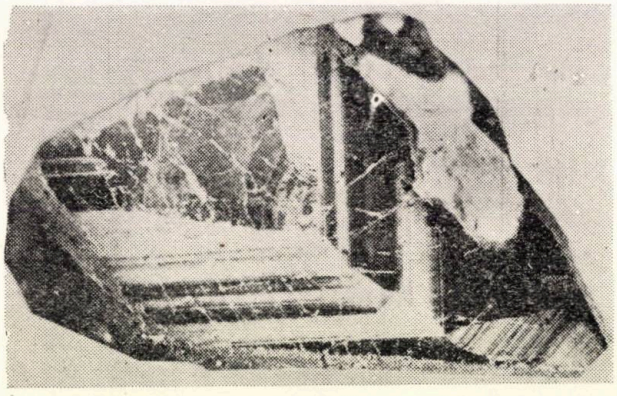


Fig. 4. Eşantion de columbit cu maclă de alipire după (201), corodat cu HF+KF. Structura lamelară polisintetică (010) a indivizilor maclaţi este pusă în evidenţă prin coroziune (alb = $K_2NbOF_5.K_2TaF_7$) (Secţiune lustruită 5x)

de 3—10 mm; iar în parageneza columbit-cuarţ (cu sau fără microclin) mineralul tinde spre un habitus prismatic.

In parageneza columbit-albit-muscovit formată prin substituţie metasomatică, cristalele de columbit sînt tabulare extrem de subţiri, cu aspect foliaceu, cu grosimi de 0,1—0.3 mm şi dimensiuni reduse. Incluziunile microlitice în muscovit (0,001—0,01 mm) aparţin tot acestui tip.

In parageneza columbit-montebrasit, niobatul de Fe—Mn formează cristale mici cu habitus prismatic şi tabular.

Corelaţiile între parageneză şi habitusul cristalin nu sînt riguroase, existînd numeroase excepţii.

Prin caracteristicile sale cristalografice, şi chiar prin dimensiunile unora dintre cristalele tabulare (fig. 3), columbitul de la Teregova se apropie de clasicele columbite din Statele Unite (Black Hills, Dacota de sud), Finlanda şi Norvegia.

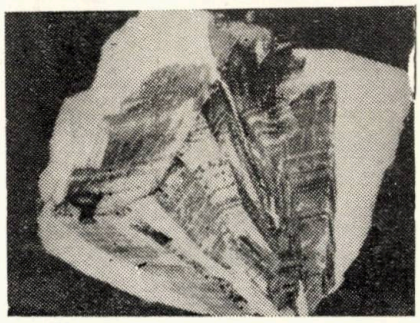


Fig. 5. Grup radiar de cristale de tantalit, corodat cu HF, în cuarţ. (Mărime naturală).

Caracteristici optice. Studiul microscopic asupra columbitului a fost efectuat pe numeroase secţiuni lustruite şi subţiri, orientate şi neorientate, în raport cu direcţiile cristalografice. In secţiuni calcografice, mineralul se caracterizează printr-o capacitate de reflexie redusă, o coloraţie cenuşie uşor brunie, efecte cromatice de anizotropie la +N reduse, reflexe interne brune roşcate cu nuanţe gălbui, mai sporadice ca la rutil. In anumite zone ale cristalelor apar fenomene de izotropizare provocate prin variaţia compoziţiei chimice şi a structurii interne, în care mineralul apare practic izotrop. Fenomenele de izotropizare sînt mai frecvente în columbitele ce conţin şi alte minerale din grupa oxizilor complecşi de Nb—Ta—Ti etc.

Destul de sporadic se constată un clivaj de şlefuire după (010) şi (100).

In secţiuni subţiri mineralul devine transparent, avînd o culoare gălbuie-roşiatică, fiind pleocroic, caracterizîndu-se printr-un 2 V larg. Biax pozitiv. Transparenţa şi frecvenţa reflexelor interne situează mineralul în

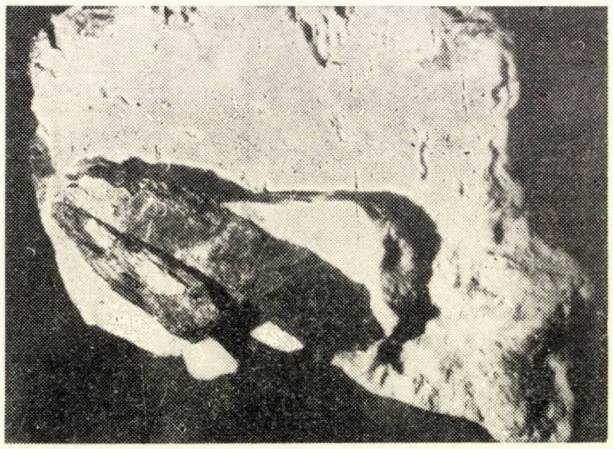


Fig. 6. Columbit maclat după (201) în microclin (negru-columbit). (Mărime naturală).

grupa termenilor bogaţi în Nb ai seriei izomorfe (Fe, Mn) Nb_2O_6 — (Fe, Mn)Ta_2O_6, în care în general raportul Nb:Ta=3:1 pînă la 2:1.

Structura indivizilor cristalini. Structura columbitului a fost pusă în evidenţă prin coroziune cu acid fluorhidric (40%) şi diferite amestecuri de HF şi KH. De la

început este necesar de subliniat că, columbitul se corodează mult mai repede şi mai intens decît tantalitul, metoda putînd servi bine la distingerea mineralelor atunci cînd sînt intim concrescute.

Prin coroziune se ivesc următoarele caracteristice structurale:

— Lamele de maclă, polisintetice, după (010), dintre care o parte s-a corodat mai intens cu HF+KF (la +80°C), acoperindu-se cu o crustă albă de cristalite sintetizate din $K_2(NbOF_5)$ şi K_2TaF_7, altele rămînînd puţin atacate (în funcţie de orientarea în masa cristalului). Astfel, cristalele prezintă o structură lamelară polisintetică, foarte expresivă, rezultată din alternanţa alb ($K_2NbOF_5K_2TaF_7$ şi negru (F,Mn) $(Nb,Ta)_2O_6$. In cazul în care avem un grup de cristale radiale alipite care s-au dezvoltat dintr-un centru, prin coroziune apare o structură aparent zonară provenită din orientarea perpendiculară a lamelor în raport cu axa cristalului, indivizii convergînd către centrul comun de cristalizare. (Fig. 4, 5, 6).

— Macle de alipire după planul (201), sub formă de inimă cu striaţiuni penate, sînt frecvente şi se pun uşor în evidenţă prin lamelele polisintetice de maclă; corodate care în planul de contact (201) a celor doi indivizi maclaţi formează unghiuri de 60°.

In fig. 4 lamelele formează aparent un unghi drept, din cauza poziţiei planului secţiunii în raport indivizii maclaţi.

— Macle de translaţie după (010), foarte puţin frecvente, ce apar la cristalele de niobotantalit (îmbogăţite în Fe, Ti, Nb şi Ca) — ce apar extrem de rar — la limita filoanelor cu şisturile cristaline, în zona contactelor aplitoide.

Greutatea specifică este un factor important pentru determinarea mineralelor din grupa columbitului şi tantalitului, din cauza cunoscutei interdependenţe dintre compoziţia chimică (respectiv % de Nb_2O_5 şi Ta_2O_5) şi greutatea specifică.

Cum greutatea specifică a termenului (Fe,Mn) Nb_2O_6 este de 5,2 (pentru raportul Fe:Mn=2:1) şi a (Fe,Mn) Ta_2O_6 este 8, şi cum această proprietate creşte liniar cu procentul de Ta_2O_5, aceasta se poate calcula simplu prin formula lui Berman:

$$5{,}20+0{,}03\ Ta_2O_5\% = D \pm 0{,}05\ Ta_2O_5\% \quad (1)$$

$$Ta_2\ 05\% = \frac{D - 5{,}20}{0{,}03}$$

Conţinutul în tantal metalic poate fi calculat după formula:

$$Ta\% = 33{,}3\ D - 171. \quad (2)$$

O serie de determinări asupra columbitelor din zona intermediară şi centrală a pegmatitului de la Teregova au stabilit că greutatea specifică a mineralului este variabilă, oscilînd între 5,62 şi 5,93. In general, termenii mai uşori de tip columbitic (gr. sp.=5,62) provin din zona laterală şi intermediară, iar termenii ceva mai grei de tip niobotantalitic (gr. sp. = 5,93) gravitează spre zonele centrale (nucleul cuarţos) ale filoanelor. Regularitatea nu este absolută întîlnindu-se numeroase excepţii.

Conform formulei lui Berman s-a calculat pentru termenul cu gr. sp.=5,62 cu conţinut de 14% Ta_2O_5, iar termenului cu gr. sp.=5,93, un conţinut de 24% Ta_2O_5.

Procentele calculate din greutatea specifică se apropie în mod satisfăcător de rezultatele analizelor chimice, după cum reiese din tabela 1. In general, rezultatele analizelor fizice şi chimice sînt concordante.

Compoziţia chimică. Analizele chimice şi spectrografice s-au executat asupra mai multor eşantioane de columbit (cu habitus tabular, tabular gros şi prismatic) provenite din zona laterală, intermediară şi centrală a lentilei de pegmatit.

Concluzia ce se desprinde este că conţinuturile în Nb, Ta, Ti, Fe, Mn şi Ca variază sensibil în funcţie de habitusul cristalelor, de poziţia lor în cadrul structurii zonare a pegmatitului şi cu parageneza.

— Astfel, în cristalele de columbit (ce apar foarte sporadic) din zona laterală aplitoidă sau din zona marginală cu structura granitică sau grafică, în general se constată o îmbogăţire în Nb, Fe, Ti şi Ca. In aceste zone columbitul este contaminat şi de elementele din complexul gneisic-biotitic amfibolic, fiind totodată asociat cu oligoclaz şi minerale de titan.

Tabela 1

Compoziţia chimică a cristalelor de columbit din pegmatitul de la Teregova, alături de cîteva columbite din zăcămintele din străinătate

Compoziţia chimică %	R. P. R. — TEREGOVA (BANAT)		NORVEGIA	STATELE UNITE	NIGERIA	MADAGASCAR	GROENLANDA
	Columbit tabular din zona intermediară	Niobotantalit tabular gros din zona centrală (nucleu cuarţos)	Anneröd Moss	Old Mike Mine Custer Co Dakota de Sud	Yos tin Area în aluviuni stanifere şi columbitice	Ambatofot-Sikely în pegmatite cu beril monazit, zircon şi ampangabeit	Sudică Ivigtut Frederikshaab Arksukfjord (în zăcămîntul de criolit)
Nb_2O_5 . . .	56,23	49,85	72,37	68,0J	50,64	63,77	77,67
Ta_2O_5 . . .	17,10	26,18	5,36	9,88	12,83	11,33	—
FeO	13,42	12,14	15,04	5,45	13.29	11.38	17.33
MnO . . .	5.32	5,57	5,97	14,79	7,15	8,79	3,28
CaO	1,01	—	0,58	—	—	—	urme
WO_3 . .	0,13	0,17	—	0,51	—	—	0,13
TiO_2 . . .	2,10	0,21	—	0,52	9,18	1,50	—
SnO_2 . .	0,13	0,18	0,67	0,42	2,70	0,45	0,73
ZrO_2 . . .	urme	—	—	—	—	—	0,13
SiO_2 . . .	0,47	—	—	—	—	0,40	—
Nb/Ta . . .	3,3 : 1	2 : 1	14 : 1	7 : 1	4 : 1	5,7 : 1	78 : 0
Fe/Mn . . .	2,0 : 1	2,4 : 1	3 : 1	1 : 3	2 : 1	1,2 : 1	5,0 : 1
Nb/Ti . . .	28 : 1	5J : 1	72 : 1	136 : 1	5,5 : 1	42 : 4	78 : 0
Gr. sp. . .	5,62	5,95	5,32	5,20	5,31	5,27	5,39

— In zona intermediară formată din microclin-cuarț cu structură în blocuri, cristalele tabulare de columbit au grosimi de 1—5 mm, aparținînd în general unui termen cu gr. sp. = 5,60—5,65, cu 54—57% Nb_2O_5, 15—18% Ta_2O_5, 12—14% FeO, 4—6% MnO și 2—3% TiO_2.

— In zona centrală cuarțoasă și la limitele dintre nucleu și zona în blocuri, columbitele apar de preferință cu habitus tabular gros (și chiar prismatic), apropiindu-se de un termen din seria niobotantalitelor cu gr. sp. = 5,9—6,0 ce conține 48—50% Nb_2O_5, 24—27% Ta_2O_5, 12—13% FeO, 5—7% MnO și 0,1—0,2% TiO_2.

nice ce au influențat procesul de diferențiere și evoluție spațială a grupărilor paragenetice din masa pegmatitului.

Tranziția între diferiții termeni mineralogici din seria columbitului este continuă; în plus, s-au identificat și termeni ce realizează tranziția înspre mineralele din seria tantalitelor.

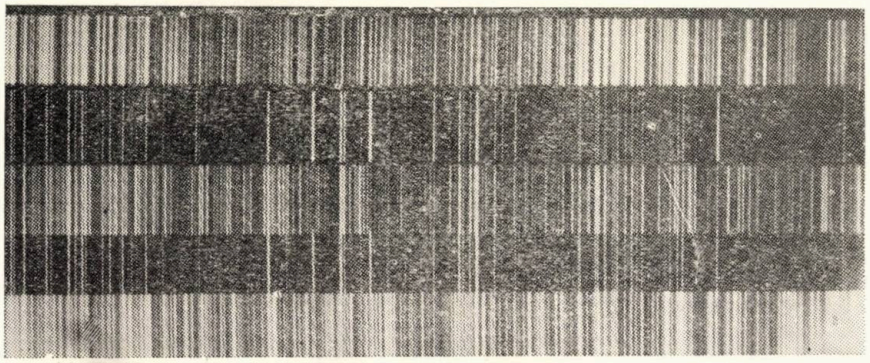


Fig. 7. Spectrograma pentoxidului complex $(Nb,Ta)_2O_5$ preparat prin dezagregarea columbitului cu $KHSO^4$ în intervalul 2650—3030 Å:
I — spectrograma etalon a fierului (Fe); *II* — spectrograma etalon a staniului (Sn); *III* — spectrograma $(Nb,Ta)_2O_5$; *IV* — spectrograma etalon 1% Sn (Sn+2); **V — spectrograma etalon a WO_3 (W+6).** (Mărire 4x).

Analizele chimice și spectrografice efectuate ne fac să presupunem că grupul de elemente Nb—Fe—Ti—Ca—Na prezintă tendința de a se asocia mai frecvent. Analog, grupul Ta—Mn—Sn—W—K.

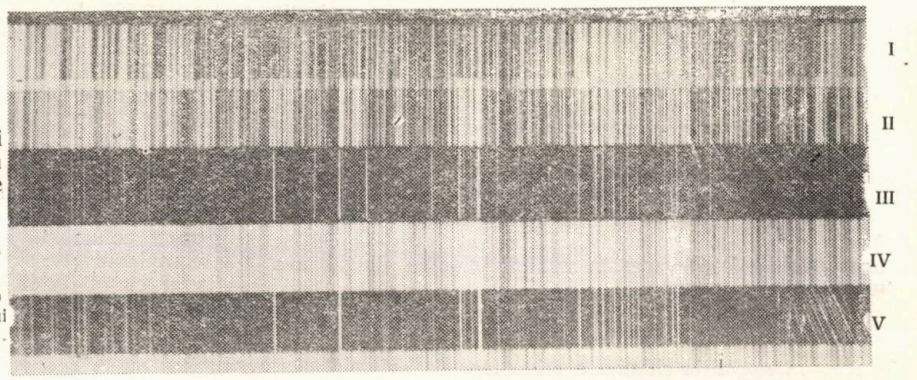


Fig. 8. Spectrogramele tantalitului și columbitului din pegmatitul de la Teregova, raportate la etaloane de Fe, Sn și W în intervalul 2650—3000 Å
I — spectrograma etalon a fierului; *II* — spectrograma tantalitului prismatic (gr. sp. 7.11); *III* — spectrograma etalon 1% Sn (Sn+2); *IV* — spectrograma columbitului tabular (Gr. sp. 5, 63); *V* — spectrograma etalon 1% W(W+6) (Mărime 4x).

După cum s-a mai menționat, regularitatea variației chimismului columbitelor în funcție de zone și parageneze nu este riguroasă din cauza proceselor de migrație geochimică a elementelor și a fenomenelor tecto-

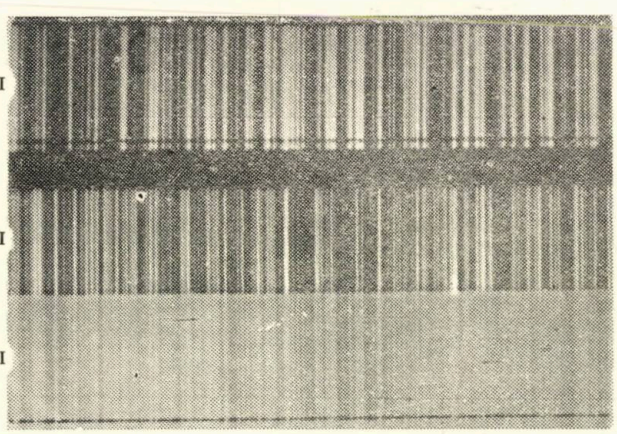


Fig. 9. Spectrograma columbitului în comparație cu $(Nb\ Ta)_2O_5$, în intervalul 2900—3100 Å:
I — spectrograma etalon a fierului; *II* — spectrograma oxidului complex (Nb, $Ta)_2O_5$; *III* — spectrograma columbitului tabular (gros) cu gr. sp. 5,93. (Mărime 8x).

Conținuturile în Sn și W sînt reduse fiind de ordinul a 0,1—0,2%, iar cele în SiO_2, Al_2O_3, MgO, Na_2O, K_9O și uneori chiar CaO și TiO_2, provin din impurități mecanice.

Din tabela 1 se vede că compoziția chimică a columbitelor de la Teregova este asemănătoare (Nb:Ta=3:1 pînă la 2:1, iar Fe:Mn=2,5:1) cu mineralele de același tip din pegmatitele din statele scandinave și din Statele Unite (Dacota de Sud etc.).

Analiza spectrografică a termenilor din seria columbitului-tantalitului este foarte dificilă din cauza spectrului foarte încărcat al acestor minerale ce provin din multitudinea de elemente ce le conține și, în special, din cauza prezenței fierului (8—12% Fe) și a manganului.

Examinarea spectrografică a columbitului s-a executat asupra cristalelor pure (cu diverse habitusuri și din zone diferite) și asupra pentoxidului mixt de Nb—Ta, obținut prin dezagregarea mineralului (fig. 7, 8, 9).

Prin dezagregarea ignee a columbitului cu $KHSO_4$ și spălarea repetată a precipitatului rămas cu o soluție de HCl diluată, urmată de calcinare, se obține un pentoxid mixt de tip $(Nb,Ta)_2O_5$, de culoare albă (gr. sp. = 6,5), ce conține întreaga cantitate de SnO_2, WO_3, TiO_2 și ZrO_9 prezentă inițial. În soluția rămasă după filtrarea precipitatului de oxizi rămîne Fe, Mn, Al, Ca, Mg și urme de Na, K, Ce, Y etc.

Analiza spectrografică a pentoxidului de Nb—Ta, și în special identificarea Sn, W, Ti, Zr etc., este mult facilitată din cauza lipsei Fe și Mn ce îngreuiază inter-

pretarea şi microfotometrarea spectrogramelor, apărînd totodată masive fenomene de suprapunere a liniilor elementelor subordonate (0,001—0,1%) prin Fe—Mn.

Elementele puse în evidenţă prin analiza spectrografică calitativă şi semicantitativă a columbitului, verificate şi prin spectrogramele pentoxidului de Nb—Ta preparat din mineralul brut, sînt următoarele:

— Niobiu, prin liniile 2883 (7), 2908,24 (7), 2910,7 (7), 2911,74 (7), 2927,81 (8) şi 3094,18 Å (8)

— Tantal, prin liniile 2685,11 (7), 2714,68 (7) şi 3094,18 Å.

— Titan, prin liniile 3186,45, 3192 şi 3200 Å. 2896,45 Å şi 2947—2947,38 Å.

— Staniu (2706,5 şi 3009,15 Å).

— Wolfram prin dubletele caracteristice de 2896—2896,45 Å şi 2947—2947,38 Å.

— Zirconiu, prin linia 3438,28Å abia perceptibilă.

— Yttriu, 3216,7 Å.

Dintre aceste elemente titanul (Ti^{+3} Ri = 0,69 Å)., zirceniul (3^{+4} Ri = 0,85 Å) şi Wolframul (W^{+6} Ri = 0,64 Å) subtitlul isomorf niobiul şi tantalul (Wb^{+5} şi Ta^{+5} au Ri = 0,69 Å).

Staniul (Sn^{+2} Ri = 0,74 Å) după toate probalităţile substitue isomorf fierul, (Fe^{+2} Ri = 0 83 Å)

Identificarea prin metode microchimice a columbitului (sub formă de incluziuni sau cristale mici) s-a efectuat prin dezagregare cu $KHSO_4$, îndepărtarea Fe, Mn, Sn, W, Ti, dizolvarea precipitatului de $(Nb,Ta)_2O_5nH_2O$ în HF şi hidroliza cu KOH a fluorurilor complexe obţinute. Prin cristalizarea soluţiei de fluoruri se obţin cristale aciculare de K_2TaF_7 şi cristale pătratice sau dendritice de $K_2(NbOF_5)$, bine observabile la microscop la măriri de 100x, caracteristice pentru identificarea microchimică a niobiului şi tantalului, precum şi la separarea lor.

În ultimul timp s-au elaborat şi reactivi complecşi (niobin, tironă ,stanon şi alţii pe bază de tanin) care reacţionează specific cu cristalele de K_2TaF_7 şi $K_2(Nb\ OF_5)$, imprimîndu-le culori diferite şi caracteristice Acidul niobic cu o soluţie de tanin (10%) dă un produs de adsorbţie de culoare roşie intensă, reacţia fiind caracteristică.

Microduritatea a fost determinată prin metoda Hanemann, ca fiind variabilă între 580—620 kg/mm², de unde s-a calculat şi duritatea Mohs (6) proprie niobitului.

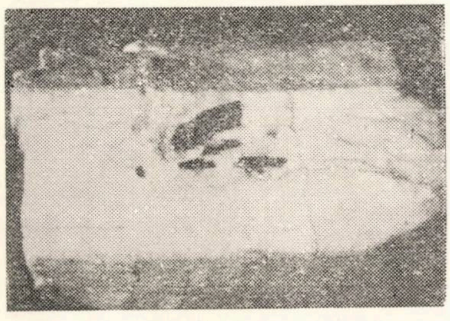


Fig. 10. Incluziuni tabulare de columbit (negru), orientate paralel cu axa *c*, într-un cristal prismatic de beril (Mărime naturală).

Impresiunile executate asupra feţei cu striaţii (010) au fost mai mici şi diferite ca formă de impresiunile executate pe feţele bazale (001) sau prismatice (100). Columbitul posedă deci o duritate mai ridicată pe faţa (010), reţeaua avînd densitatea şi rezistenţa la coroziune maximă. Microduritatea se calculează prin formula lui Meyer, $P = ad^n$, în care P reprezintă sarcina piramidei, *a* şi *n* parametri specifici mineralului.

Paragenezele columbitului din zăcămîntul pegmatitic de la Teregova sînt variate, fiind în ordinea frecvenţei următoarele:

Paragineza $(Fe,Mn(Nb,Ta)_2O_6—KAlSi_3O_8—SiO_2$, este cea mai frecventă, fiind reprezentată prin cristalele tabulare de columbit situate microclin-cuarţ (fig. 1). Aglomerările cristalelor de columbit pot fi neregulate sau formează grupuri radiare (fig. 1). Prin studiul corelaţiilor paragenetice, dintre cele trei minerale s-a stabilit că — în majoritatea cazurilor — columbitul a cristalizat înaintea blocurilor celor mai tîrzii de microclin. Succesiunea de cristalizare este deci: columbit-microclin-cuarţ.

După cum s-a mai menţionat, columbitul este situat în microclin sau în zonele limitrofe ale acestuia cu cuarţul, cristalele tabulare fiind înglobate — uneori — în ambele minerale (fig. 1). Cîteodată în jurul columbitului microclinul este uşor colorat în roz din cauza oxidaţiei incipiente a niobatului de Fe-Mn. Această asociaţie este cel mai des întîlnită în zona intermediară în blocuri de microclin-cuarţ ale pegmatitului.

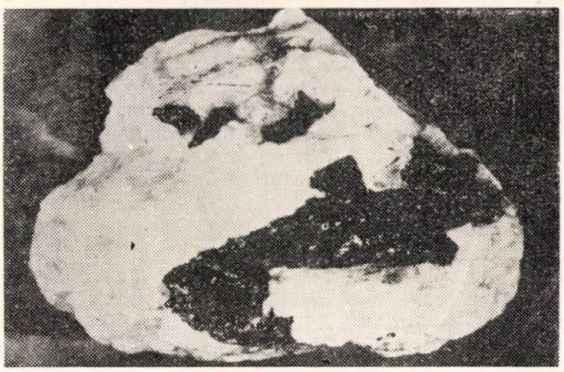


Fig. 11. Cristal prismatic de tantalit (negru) în microclin (Mărime naturală).

Parageneza (Fe, Mn) $(Nb, Ta)_2O_6—4NaAlSi_3O_8.CaAl_2Si_2O_8$, apare mult mai sporadic, în zona intermediară şi laterală a pegmatitului; columbitul este inclus în cristalele de albit-oligoclaz, mai reduse ca dimensiuni. Habitusul columbitului este tot tabular. Această parageneză este completată cu cuarţ granular, biotit, granaţi şi turmalină.

Parageneza (Fe, Mn) $(Nb, Ta)_2O_6—Be_3Al_2(Si_6O_{18})$. Şi în prismele exagonale de beril s-a pus în evidenţă prezenţa columbitului. Cristalele tabulare de 4—10 mm sînt incluse orientat, paralel cu axa verticală *(c)* a mineralului (fig. 10). Uneori sînt paralele, alteori perpendiculare pe faţa prismatică (1010). In general, s-a constatat că incluziunile de minerale străine în beril (columbit, muscovit, apatit, feldspaţi, zircon) sînt dispuse orientat (fig. 17).

Parageneza (Fe, Mn) $(Nb, Ta)_2O_6—(Li, Na)\ Al\ (OH, F)\ PO_4$. Asociaţia columbit-montebrasit pînă în prezent nu a fost semnalată în pegmatitele granitice din R.P.R. Incluziunile tabulare şi prismatice de columbit din cristalele mari verzui de montebrasit (5 cm) au dimensiuni de 2—5 mm. In afară de aceste raporturi, s-au observat şi relaţii de tangenţă între cele două minerale, fiind concrescute cu cuarţ, microclin, tantalit, mici şi alte minerale. Parageneza este specifică pentru zona centrală a pegmatitului.

Parageneza (Fe, Mn) $(Nb, Ta)_2O_6—NaAlSi_3O_8—KaL_9(OH, F)_2.Al—Si_3O_{10}$, este rară fiind existentă în porţiunile centrale ale pegmatitului unde microclinul a fost substituit metasomatic, fiind înlocuit printr-o concreştere intimă de albit şi muscovit. După cum s-a mai precizat, aceste procese de albitizare au fost foarte puţin intense. Cristalele lamelare de columbit au cîţiva milimetri lungime, fiind subţiri ca foaia de hîrtie, avansat concrescute cu un muscovit verzui şi incluziuni aciculare de tantalit. Zonele de substituţie au 2—5 mm grosime, fiind concretizate prin filonaşe la limitele de

sudură ale blocurilor de microclin sau între microclin şi cuarţ.

Parageneza (Fe, Mn) $(Nb, Ta)_2O_6$—$FeTiO_3$—TiO_2, a fost observată în zona laterală a pegmatitului, în care niobatul de Fe—Mn a apărut intim concrescut cu ilmenitul şi rutilul.

Ilmenitul s-a identificat prin anizotropia mai intensă şi prin coroziune cu HF. Parageneza este completată cu albit-oligoclaz, cuarţ, biotit, granaţi etc.

Parageneza (Fe, Mn) $(Nb, Ta)_2O_6$—MoS_2—FeS_2, s-a ivit o singură dată în zona laterală aplitoidă a pegmatitului, fiind completată prin cuarţ granular, plagioclazi, turmalină, almandin, apatit, biotit etc. Paietele de molibdenit au 4—6 mm², iar cristalele cubice de pirită 2—3 mm.

Parageneza (Fe, Mn) (Nb, Ta) $_2O_6$—$KAl_2(OH, F)_2$. $AlSi_3O_{10}$—$ZrSiO_4$. In unele plăci de muscovit, alături de incluziunile tabulare de columbit, s-au mai găsit cristale bine dezvoltate, rozacee, de zircon de 2—3 mm, ce vor fi descrise mai amănunţit în cele ce vor urma.

Aceste opt parageneze reprezintă principalele asociaţii ale columbitului de la Teregova; bineînţeles că, corelaţiile mai îndepărtate ale acestuia cu un grup de alte minerale, ca spre ex.: cu apatitul, turmalina, spesartinul, hornblenda, biotitul etc. mai prezintă multe detalii interesante, însă nu este cazul să fie aprofundate în cadrul lucrării de faţă.

Deşi paragenezele descrise sînt raritaţi mineralogice care nu s-au întîlnit decît accidental sau prin cercetări amănunţite, ele integrează zăcămîntul de la Teregova în grupa pegmatitelor cu apariţii de minerale rare, fiind de acelaşi tip genetic cu cele din Norvegia, Finlanda şi Statele Unite.

Tantalitul, $(FeMn)Ta,Nb)_2O_6$, apare mult mai rar decît columbitul, în zona centrală a pegmatitului, nefiind semnalat pînă în prezent în pegmatitele granitice ale ţării.

Cristalele au habitus prismatic, feţele predominante fiind (100) (110) (170) şi (001). Dimensiunile variază între 4—80 mm lungime, grosimile fiind cuprinse între 2 şi 40 mm. (Fig. 11). Mineralul are culoare neagră cu luciu metalic şi reflexe albăstrui. In zona nucleului cuarţos din centrul pegmatitului (oriz. I) a fost găsit un cristal prismatic de 8 cm lungime, cu baza patratică (3 cm), în greutate de aproape $^1/_2$ kg.

In zonele de substituţie, în parageneză cu albitul şi muscovitul, tantalitul formează agregate aciculare, tabulare sau foliacee de 3—4 mm.

La microscop, în secţiuni lustruite, tantalitul se caracterizează printr-o capacitate de reflexie mai redusă decît a columbitului, efecte de anizotropie mai puternice şi prin lipsa reflexelor interne. Fenomenele de izotropizare şi incluziunile de minerale rare sînt mai frecvente decît la columbit. In secţiuni subţiri tantalitul este complet opac.

Structura indivizilor cristalini de tantalit a fost pusă în evidenţă prin coroziune cu HF. Analog columbitului, cristalele de tantalit se vor acoperi de pojghiţe de K_2TaF_7, lamelele de maclă sînt prezente, însă au grosime mai mare (fig. 5).

Greutatea specifică a tantalitelor variază între 6,90—7,11, iar conţinutul în Ta_2O_5 se poate calcula direct după formula lui Berman, amintită la columbit. Prin calcul se obţin conţinuturi de 56—64% Ta_2O_5. Termenii aciculari şi tabulari proveniţi prin substituţie au gr. sp. în jurul a 6,90, iar cristalele prismatice din zona centrală au gr. sp. 7—7,11.

Analizele chimice s-au executat asupra mai multor exemplare de tantalit din zona centrală şi zona intermediară în blocuri de microclin-cuarţ.

Cristalele prismatice, negre-albăstrui de columbit conţin 62—67% Ta_2O_5, iar cele aciculare şi tabulare fine (formate în fisurile de substituţie ale microclinului prin albit-muscovit), 54—60% Ta_2O_5. Intre diferiţii termeni există o tranziţie continuă; s-au stabilit de asemenea termeni intermediari între tantalite şi columbite. Analizele chimice ale principalelor două tipuri de tantalite, în comparaţie cu ocurenţele clasice din alte ţări, sînt date în tabela 2.

Analiza spectrografică a fost executată asupra tantalitelor prismatice aciculare şi tabulare subţiri. De asemenea, s-a spectrografiat oxidul mixt $(Ta,Nb)_2O_5$ obţinut prin dezagregarea mineralului cu $KHSO_4$.

Elementele principale ale tantalitului, adică:

— Tantalul s-a confirmat prin liniile tipice foarte intense de 2685,11, 2714,61 şi 3311,16Å, situate în domeniul ultraviolet.

— Niobiul, prin liniile spectrale 3094,8, 2927,8 şi 2908,24 Å.

— Staniul, care este prezent în cantităţi mai mari în tantalit decît în columbit, prezintă liniile 2706,5 (7), 2863,33 (9) şi 3175 Å (9). In oxidul $(Ta, Nb)_2O_5$ apar şi liniile 3064,12 şi 3175 Å. Intensitatea liniilor este foarte apropiată de etalonul de 0,6% $SnCl_2$. Conţinu-

Tabela 2

Compoziţia chimică a tantalitelor de la Teregova, în comparaţie cu tantalitele din Finlanda, Australia etc.

Compoziţia chimică %	R.P.R. TEREGOVA — BANAT		FINLANDA	AUSTRALIA vestică	BRAZILIA de N. V.	AFRICA de S. W.
	Tantalit prismatic din zona centrală cuarţoasă a pegmatitului	Tantalit acicular şi tabular — foliaceu din zona de substituţie	Kimito Rosendal	Wodgina Distrikt	Rio del Grande do Norte Santa Lucia	Namaqualand
Ta_2O_5	66,21	57,02	70,53	68,65	69,06	72,82
Nb_2O_5	12,42	20,15	13,14	15,11	9,15	11,65
FeO	12,60	13,42	14,30	1,65	12,03	4,02
MnO	6,62	5,61	1,20	14,12	1,65	12,65
WO_3	0,26	0,20	—	0,48	1,65	1.18
SnO_2	0,46	0,42	0,82	0,40	2,16	4,62
TiO_2	0,06	0,12	—	—	2,00	1,15
SiO_2	—	0,62	—	—	0,46	—
Nb/Ta	1 : 5	1 : 3	1 : 5,5	1 : 4,5	1 : 7	1 : 7
Fe/Mn	2 : 1	2,5 : 1	12 : 1	1 : 9	8 : 1	1 : 3
Nb/Ti	207 : 1	163 : 1	13 : 0	15 : 0	5 : 1	11 : 1
Gr. sp.	7,11	6,90	7,27	7,03	7,25	7,28

turile Sn ale tantalitelor sînt foarte variabile, de la urme pînă la 0,5% Sn.

— Wolframul, analog staniului, apare de asemenea în concentraţii mai mari decît în columbit, fiind identificat prin dubletele caracteristice de 2896,01—2896,45 Å şi 2946,98—2947,38 Å.

— Titanul este complet subordonat, numai linia de 3192 Å s-a descifrat cu precizie.

In afară de elementele menţionate, în spectrogramele tantalitelor mai apar liniile foarte slabe ale unor elemente din grupele III şi VI ale sistemului periodic, prezente ca urme a căror precizare necesită analiza spectrală în raze X.

In concluzie, analiza spectrografică asupra tantalitului a confirmat că termenul $(Fe,Mn)(Ta,Nb)_2O_6$ este îmbogăţit în Ta—Mn—W—Sn, în raport cu mineralele din grupa columbitului.

Microchimic, la identificarea tantalitului se procedează analog ca la columbit, adică se dezagregă cu $KHSO_4$, combinaţia $(Ta,Nb)_2O_5nH_2O$ rezultată se dizolvă în HF+KF.

Din soluţie se depun cristale aciculare şi baghete (0,1—0,6 mm) de K_2TaF_7.

Cu acetat de sodiu în mediu alcalin sarea de tantal formează cristale exagonale şi rozete de exatantalat de sodiu $Na_8Ta_6O_{19},25H_2O$, iar cu sulfatul de fero-dipiridină + NH_4F, cristalite prismatice rubinii (de fluorotantalat de fero-dipiridină).

Cu ajutorul reactivilor organici ce reacţionează specific cu tantalul (dipiridina, albastru de brom-fenol, tantalonul, stanonul etc.) identificarea microchimică a mineralelor de tantal din pegmatite şi aluviuni se poate executa rapid şi comod.

Microduritatea tantalitelor determinată prin metoda Hanemann variază între 600—630 kg/mm².

Paragenezele tantalitului sînt mai restrînse ca ale columbitului, fiind localizate în special în zona cuarţoasă, centrală a pegmatitului.

Paragineza $(Fe, Mn)(Ta, Nb)_2O_6 — SiO_2 — KAlSi_3O_8$. Tantalitul formează cristale prismatice de 0,4—8 cm în cuarţul cenuşiu şi la limita blocurilor de microclin cu cuarţul. Analog columbitului, tantalitul s-a individualizat înaintea microclinului şi a cuarţului. Bineînţeles că acestei parageneze, uneori, i se mai adaugă şi columbitul sub formă de cristale tabulare.

Paragineza $(Fe, Mn)(Ta, Nb)_2O_6 — (Li, Na)Al(OH,F)PO_4 — SnO_2$, a fost întîlnită numai în cîteva cazuri, în nucleul cuarţos de la orizontul I al filonului principal de pegmatit.

Cristalele mari albe-verzui de montebrasit, conţin incluziuni prismatice sau aglomerări neregulate de tantalit de 2—5 mm. Aceste mici incluziuni de tantalit, frecvent sînt parţial substituite prin casiterită (fig. 12). In jurul mineralelor metalice, montebrasitul este intens colorat în verde. Succesiunea de cristalizare: tantalit-casiterit-montebrasit-cuarţ. Parageneza este completată de albit-muscovit (lepidolit) ce substituie montebrasitul şi microclinul.

Paragineza $(Fe,Mn)(Ta,Nb)_2O_6 — NaAlSi_3O_8 — KaI_2(OH,F)_2.AlSi_3O_{10}$, se evidenţiază sporadic, la limita blocurilor de microclin cu cuarţul. Filonaşele de albit şi albit-oligoclaz, cu muscovit, tantalit şi cuarţ tardiv, au 1—4 mm grosime, fiind provenite prin albitizarea feldspaţilor potasici. Tantalitul este acicular (1—3 mm), fiind însoţit de columbit foliaceu, beril, mici slab litinifere etc. Toate mineralele acestor filonaşe de substituţie hidrotermală au dimensiuni foarte reduse.

Paragineza: $(Fe,Mn)(Ta,Nb)_2O_5 — Be_3Al_2O_{18} — Li, Na)Al(OH,F)PO_4 — KAl_2(OH,F)_2AlSi_3O_{10}$ apare de asemenea rar sub formă de concreşteri neregulate de cristale mari.

Berilul $Be_3Al_2(Si_6O_{13})$. Cristalele prismatice hexagonale de beril, frumos dezvoltate, de la Teregova, sînt bine cunoscute în literatura mineralogică, caracteristicile lor fiind descrise de mai mulţi autori [3] [6].

In masa zăcămîntului pegmatitic berilul prezintă o tendinţă de concentrare intensivă în anumite zone numite local „cuiburi de beril". Printre cristalele recent extrase din oriz. I s-au găsit eşantioane de 4—7 kg, la care feţele (1011) (1121) şi (2131) au rămas bine conservate. In anul 1953 s-a găsit un cristal exagonal bine dezvoltat de 11 kg, care reprezintă cel mai mare exemplar de beril găsit în pegmatitele din R.P.R. pînă în prezent.

Berilul din acest pegmatit prezintă două *generaţii* şi anume:

— Beril macrocristalin, format în faza pegmatitică în zona intermediară de cuarţ-microclin, care formează concentraţii de cristale localizate intensiv; care au dimensiuni mari şi un habitus prismatic caracteristic. Cristalele mici alcătuiesc prisme alungite, cele mari prisme scurte.

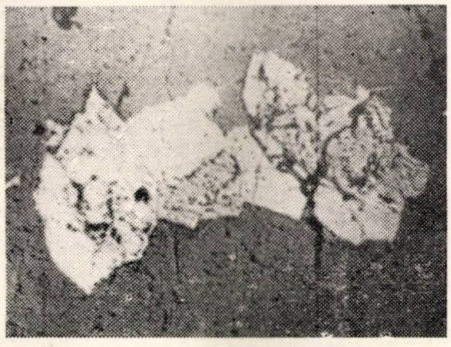


Fig. 12. Parageneza montebrasit-tantalit-casiterit. Cristalele prismatice şi granulare (aglomerate) de tantalit (alb) sînt substituite de casiterit (cenuşiu), grupul de minerale metalice fiind înglobat în montebrasit (cenuşiu). (Secţiune lustruită. Mărire 100x).

Această primă generaţie a berilului se mai caracterizează prin incluziunile de muscovit, feldspaţi, apatit etc., orientate paralel cu axa *c* şi concreşterile micrografice dintre beril, muscovit şi alte minerale prezente sub formă de cristalite prismatice, rombice şi aciculare. Excepţional, şi columbitul este inclus în beril, însă tot orientat paralel cu axa *c*.

— Beril (II) de origine hidrotermală; s-a individualizat în faza de albitizare a feldspaţilor potasici, prezentîndu-se sub formă de plaje alotriomorfe de dimensiuni reduse (0,1—2 mm) ce substituie periferic cristalele de microclin şi albit-oligoclaz individualizate în faza pegmatitică. Generaţia hidrotermală a berilului se întîlneşte mai ales pe fisurile formate prin substituţia metasomatică a feldspaţilor, fiind însoţit de albit, cuarţ tardiv muscovit şi uneori tantalit, columbit, spodumen, spesartin şi montebrasit.

Analiza chimică a dat în medie 12,61% BeO, 64,55% SiO_2, 21,91% Al_2O_3, 0,56% CaO, 0,55% K_2O şi 0,62% Na_2O. Analizele date de E. Dittler şi K. Kirnbauer în 1930 [3] sînt asemănătoare. Conţinutul mai ridicat în Al_2O_3 se datoreşte în parte incluziunilor orientate de muscovit. Metalele alcaline (K şi Na) sînt fixate în canalele reţelei berilului.

Analiza spectrografică a confirmat prezenţa litiului (3232,61 Å), a rubidiului (4201,81 şi 4215,56 Å), a cesiului (4555,35 Å) şi a galiului (2943,64 şi 2944,14 Å).

Grupul de metale alcaline Li—Rb—Cs este inclus în canalele reţelei berilului, iar galiul înlocuieşte izomorf aluminiul.

Comparînd spectrogramele berilului de la Teregova cu ale berilului verzui de la Voislova, se constată că în cel din urmă grupul Be — Rb — Cs este prezent în cantităţi mai mari.

Paragenezele berilului din masa acestui pegmatit sînt:

Paragineza $Be_3Al_2(Si_6O_{18}) — SiO_2 — KAlSi_3O_8$, în care berilul formează cunoscutele cristale prismatice din zona intermediară de microclin-cuarţ. La această asociaţie în mod permanent se ataşează muscovitul, ca incluziuni microscopice sau paiete mari. Berilul este sub-

stituit prin cuarț și albit. Succesiunea: microclin-beril-muscovit-albit-cuarț.

Parageneza: $Be_3Al_2(Si_6O_{18})$ — $4NaAlSi_3O_8.CaAl_2Si_2O_8$—$KAl_2(OH,F)_2AlSi_3O_{10}$, este ceva mai rară și se evidențiază în partea exterioară a zonei intermediare și pe fisurile de substituție. Uneori muscovitul conține incluziuni de zircon.

Parageneza: $Be_3Al_2(Si_6O_{18})$—$(Mn,Fe)_3Al_2(SiO_4)_3$, apare tot în partea exterioară a zonei intermediare, prismele de beril fiind așezate pe cristale trapezoedrice mari (211) (110) de spesartin, ce în general este alterat. Microclinul, plagioclazii și micile completează în mod permanent această parageneză. Succesiunea: spesartin-beril-plagioclazi.

Parageneza: $Be_3Al_2(Si_6O_{18})$ — $(Fe,Mn)(Nb,Ta)_2O_6$, în care berilul formează incluziuni tabulare, paralele cu axa c a berilului (fig. 10).

Parageneza: $Be_3Al_2(Si_6O_{18})$ — $(Li,Na)Al(OH,F)PO_4$ —SiO_2, a fost descoperită într-un caz unic, în zona centrală a pegmatitului. Cristalele idiomorfe de beril și montebrasit zac în cuarț. Ambele minerale prezintă începuturi de substituție prin albit. Succesiunea: beril-montebrasit-cuarț.

Parageneza: $Be_3Al_2(Si_6O_{18})$ — $Ca_5(PO_4)_3F$, s-a întîlnit la efilarea filonului în zona laterală (oriz. IV).

La baza prismelor de beril s-au observat cristale izometrice verzui de apatit. Succesiunea: apatit-beril.

Montebrasitul, $(Li,Na)Al(OH,F)PO_4$, este un mineral din grupa ambligonitului, la care conținutul în hidroxil predomină în raport cu fluorul, iar litiul este parțial substituit prin sodiu.

Acest alumino-fosfat de litiu a fost descoperit, sub forma cîtorva cristale, în zona centrală-cuarțoasă a pegmatitului, nefiind semnalat pînă în prezent în pegmatitele granitice din R.P.R.

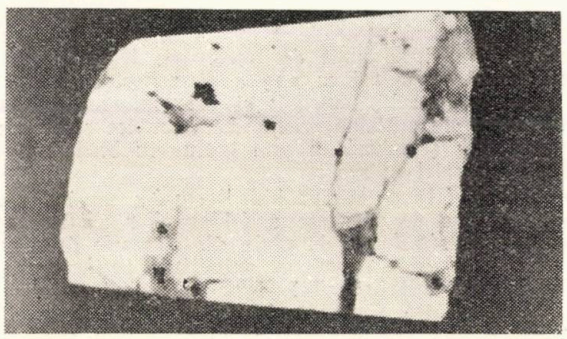


Fig. 13. Cristal de montebrasit (alb) cu zone de alterație verzui (cenușiu) și incluziuni de tantalit-casiterit (negru). (Mărime naturală).

Cristalele triclinice de montebrasit sînt idiomorfe și hipidiomorfe, de culoare alburie-verzuie, formele predominante fiind (100) (010) (110) și (011). Dimensiunile cristalelor cu aspect prismatic variază între 2—7 cm. (Fig. 13). Prezintă clivaj bun după (100). Greutatea specifică este de 3,03—3,07. În cazul cînd conține incluziuni de minerale metalice (tantalit, casiterit etc.), în jurul acestora se dezvoltă o aureolă de culoare verde intens.

Microscopic, montebrasitul apare incolor, prismatic cu clivaj distinct după (100), liniile întretăindu-se la 90°. Caracteristice sînt lamelele de maclă polisintetice, după două direcții (111) și (110), mai groase (0,1—0,3 mm) și fine liniare (0,01—0.001 mm). În toate secțiunile subțiri examinate, montebrasitul apare optic pozitiv, unghiul axelor optice variind între 71—85° (fig. 14 și 15). Birefringența Ng—Np = 1,62—1,60 = 0,02.

Conform proprietăților optice, mineralul se încadrează în grupa montebrasitelor sodice ce se apropie de grupa hebronitului $(Na,Li)Al(OH,F)PO_4$. La aceste serii izomorfe [$LiAl(OH)PO_4$ — $LiAl(F)PO_4$ — $NaAl(OH)PO_4$ $NaAl(F)PO_4$)], o dată cu scăderea conținutului de fluor, variază și proprietățile optice, ceea ce a constituit baza pe care A. Winchell a trasat diagramele respective [8]. În montebrasite însă, constantele optice sînt influențate și de variația Na_2O, FeO, Fe_2O_3, MgO și CaO.

Agregatele prismatice de montebrasit sînt substituite periferic infiltrativ, de cuarț și de albit. Procesul substitutiv de albitizare metasomatică (hidrotermală), pus în evidență în blocurile de microclin, a afectat și cristalele de montebrasit, care, frecvent sînt bordate de coroane de reacție formate dintr-o concreștere intimă de albit, cuarț și agregate lamelare și radiare microcristaline, alcătuite dintr-o mică din grupa lepidolitului. În

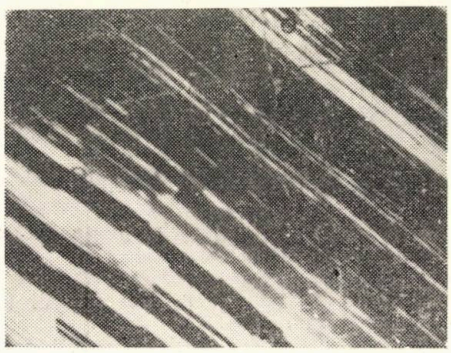


Fig. 14. Montebrasit cu lamele de maclă polisintetice groase după (110) (Secțiune subțire + N. Mărire 60x)

faza de albitizare metalele alcaline (K din microclin și Li din montebrasit) sînt substituite prin Na. La periferia prismelor de montebrasit s-au identificat și cristale milimetrice de spodumen.

După proprietățile sale optice, montebrasitul de la Teregova este foarte apropiat de varietățile de la Varuträsk (Suedia) și pegmatitele din Statul Maine, S.U.A.

Analiza chimică, executată asupra cîtorva cristale pure, a dat 45,9—49,05% P_2O_5, 30—31,26% Al_2O_3, 5,81—7,13% Li_2O, 3,67—6,02% Na_2O și 1,26—1,46% F. Celelalte componente, adică CaO, MgO, SiO_2, Fe și Mn, sînt provenite din impurități. Montebrasitul verzui este afectat de procese de albitizare și îmbogățit în sodiu, fiind însă și ușor alterat superficial, cu formare de fosfați din grupa dahllitului.

Cristalele de montebrasit cu incluziuni de minerale negre (columbit, tantalit, casiterit etc.) bineînțeles că

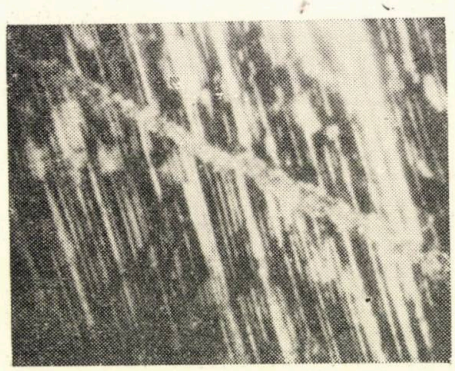


Fig. 15. Montebrasit cu lamele de maclă polisintetice, după (110) ce este străbătut de un filonaș microgranular de cuarț tardiv. (Secțiune subțire, + N. Mărire 100x)

vor conține cantități variabile de Nb—Ta—Sn—Fe—Mn și alte elemente provenite din mineralele străine amintite. (Tabela 3).

Spectrografic s-au identificat o serie de elemente și anume:

Tabela 3

Compoziția chimică a montebrasitului, în comparație cu termenii mineralogici analogi din pegmatitele din Suedia, Finlanda și Statele Unite

Compoziția chimică %	R. P. R. — TEREGOVA (BANAT)			SUEDIA	FINLANDA	STATELE UNITE
	Montebrasit alb	Montebrasit verzui	Montebrasit verzui cu incluziuni de min. negre	Varuträsk	Eräjärvi	Hebron Maine
P_2O_5	45,90	49,05	47,18	47,79	47,30	47,44
Al_2O_3	31,26	30,05	30,81	34,39	34,74	33,90
Li_2O	7,13	5,62	5,81	9,14	9,09	9,24
Na_2O	3,66	6,02	5,20	2,17	0,39	0,66
K_2O	0,55	0,62	0,56	—	0,001	—
CaO	1,56	2,46	1,85	—	1,02	—
MgO	0,01	—	—	—	0,002	—
F	1,46	1,26	1,32	1,80	3,55	5,45
Fe	0,57	0,68	1,15	0,03	—	—
Mn	0,07	0,10	0,11	—	—	—
SiO_2	3,38	2,55	1,18	—	—	—
H_2O+	5,41	5,46	5,32	5,29	4,14	4,98
H_2O^-	0,12	0,08	0,09	0,10	0,14	0,07

— Litiu, prin liniile caracteristice de 3232,61, 4603,2 și 6103,6 Å.
— Rubidiu (4215,56 și 4201,81Å).
— Galiu (2943,64 și 2944,14 Å).
— Indiu (3039,36 și 3256,09 Å).
— Staniu (3034,12 și 3175 Å).
— Titan (3186,45 și 3200 Å).
— Niobiu (3094,18 Å).

Exceptînd litiul, toate elementele sînt prezente în concentrații cuprinse în domeniul 0,001—0,01%. Poziția geochimică riguroasă a microelementelor — în raport cu elementele constitutive ale mineralului — este greu de precizat, probabil că Ga și In substituie Al, iar grupul Sn—Nb—Ti este provenit din incluziuni microscopice de minerale străine.

Microchimic, litiul din mineral se poate identifica cu $K_3Fe.(CN)_6$+ urotropină, formîndu-se cristale galbene hexagonale și radiare ale complexului $Li_3Fe(CN)_6$ $2C_6H_{12}N_4.H_2O$. Conținutul mare în fosfor s-a pus în evidență prin cunoscuta reacție cu molibdat de amoniu+monoetanolamină ce formează cristale rombice galbene.

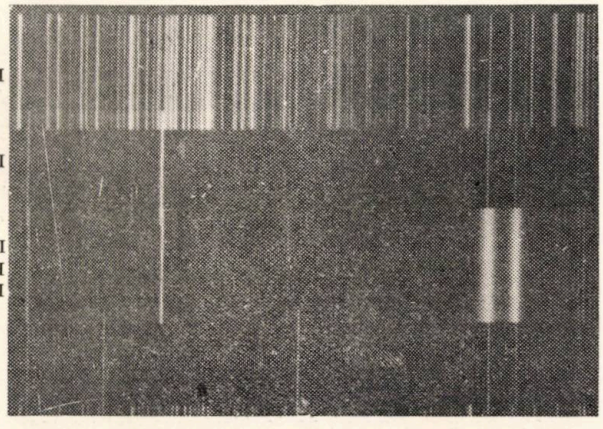


Fig. 16. Spectrograma montebrasitului încadrată de etaloane pe bază de Fe, Li și Sn, în intervalul 3060—3300 Å. Linia caracteristică Li 3232,7 Å din zona stîngă a spectrogramei și grupul Al 3082,16—3092,71 Å (din dreapta) sînt deosebit de intense:
I — spectrograma etalon a fierului; *II* — spectrograma etalon a $LiNO_3$ (Li +1); *III* — spectrograma montebrasitului pur (cristale); *IV* — spectrograma etalon 1% Sn (Sn +2). (Mărire 8×).

Paragenezele montebrasitului. In raport cu cantitatea redusă în care s-a găsit acest mineral, paragenezele identificate sînt destul de numeroase și interesante, și anume:

Paragineza: $(Li,Na)Al(OH,F)PO_4$—SiO_2—$KAlSi_2O_8$—$NaAlSi_3O_8$, este reprezentată prin cristale prismatice mari (2—7 cm), albe-verzui de montebrasit, incluse

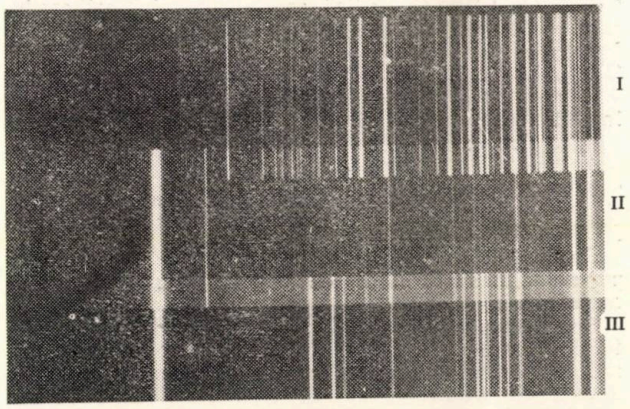


Fig 17. Spectrograma montebrasitului, în intervalul 4300—4700 Å. Prezența calitativă și cantitativă a litiului este determinată prin linia spectrală caracteristică Li 4603,2 Å din stînga figurii:
I — spectrul etalon al fierului; *II* spectrograma etalon a $LiNO_3$ (Li +1); *III* — spectrograma montebrasitului. (Mărire 60×)

în cuarțul cenușiu, cu nuanțe ușor albăstrui, din nucleul pegmatitului. În cuarț mai sînt înglobate cristale mari de microclin, foarte ușor afectate de procese de albitizare, străbătute de filonașe de albit. Succesiunea: microclin-montebrasit-cuarț-albit.

Paragineza: $(Li,Na)Al(OH,F)PO_4$ — $(Fe,Mn)(Ta,Nb)_2O_6$—SnO_2. Incluziunile prismatice mici de tantalit (1—3 mm) din montebrasit sînt frecvent substituite microscopic, în general neorientat prin casiterit (fig. 12). In jurul micilor grupări de tantalit-casiterit, montebrasitul este intens colorat în verde. Bordura verde nu depășește 4—5 mm. Microscopic se observă un proces de descompunere a montebrasitului — petrecut în faza de albitizare — care este transformat într-un agre-

gat microcristalin de albit, o mică din grupa lepidolitului şi dahlit, complex ce este străbătut de filonaşe microscopice (0,02—0,1 mm) de cuarţ. Minerale intermediare de tipul fremontitului nu s-au observat.

Parageneza iniţială este deci completată ulterior prin albit, cuarţ, dahlit şi o mică din grupa lepidolitului.

Succesiunea: tantalit-casiterit-montebrasit-cuarţ (albit muscovit, cuarţ)-dahlit.

In total au fost observate şi studiate numai cîteva incluziuni de minerale negre din montebrasit, care s-au microfotografiat.

Parageneza $(Li,Na)Al(OH,F)PO_4$ — $(Fe,Mn)(Nb,Ta)_2O_6$—$FeTiO_3$—TiO_2, existentă într-un singur exemplar, se ilustrează prin incluziuni de cristale tabulare (2—5 mm) de columbit în montebrasit. Alături de columbit mai sînt incluse cîteva granule izometrice de rutil parţial substituite prin ilmenit.

In jurul mineralelor metalice de Ti—Nb, montebrasitul prezintă o aureolă gălbuie.

Parageneza $(Li,Na)Al(OH,F)PO_4$ — $NaAl_5Fe_4B_3(OH,F)_6.(SiO_4)_6.(OH)_2$ — SiO_2.

Cristalele de montebrasit sînt asociate uneori şi cu prisme trigonale (3—4 cm) de turmalină neagră (schörl). Ambele minerale sînt cantonate în cuarţ. Turmalina este prezentă prin varietatea feruginoasă comună, care s-a individualizat anterior montebrasitului. Varietăţile nobile, hidrotermale, de turmaline colorate, sînt formate la sfîrşitul procesului de evoluţie a pegmatitelor, la finele fazei de albitizare. Succesiunea: turmalină-montebrasit-cuarţ.

Parageneza $(Li,Na)Al(OH,F)PO_4$ — $Be_3Al_2(Si_6O_{81}$ — SiO_2—$KAl_2(OH,F)_2.AlSi_3O_{10}$, a fost semnalată şi la descrierea berilului. Cristalele de montebrasit şi cuarţ zac în cuarţul zonei centrale.

Succesiunea: beril-montebrasit-cuarţ-albit-muscovit.

Parageneza $(Li,Na)Al(OH,F)PO_4$ — $LiAlSi_2O_6$ — $KLi_2Al(OH,F)_2.Si_4O_{10}$, adică asociaţia montebrasit-spodumen-mică litiniferă, a fost observată microscopic sub formă de granule de spodumen (0,05—0,14 mm) situate la limitele cristalelor de montebrasit, iar spodumenul este acoperit de agregate foliacee şi radiare de mică, însoţită de ceva albit şi cuarţ.

Succesiunea: montebrasit-spodumen-mică-cuarţ-albit.

In general, în pegmatitele granitice spodumenul — sub formă de blocuri mari — se individualizează anterior montebrasitului, în cazul nostru însă ne aflăm în faţa fenomenului invers.

Spodumenul s-a individualizat extrem de sporadic, cu puţin înaintea albitizării, deoarece este uşor afectat de aceasta.

Spodumenul, $LiAl(Si_2O_6)$. La descrierea montebrasitului am văzut că pegmatitul de la Teregova este sărac în minerale de litiu. Dacă în cazul montebrasitului s-au găsit cîteva cristale de dimensiuni mai mari, în cazul spodumenului acesta nu apare decît microscopic.

După cum s-a amintit anterior, granulele alungite de spodumen au 0,05—0,14 mm, fiind identificate prin clivajul perfect după (100), mineralul fiind biax pozitiv cu 2 V=60—65°, birefringenţa Ng—Np=0,016.

Confirmarea prezenţei litiului prin analiza spectrografică nu s-a putut realiza datorită mărimii reduse a granulelor şi concreşterii intime cu montebrasitul.

Singura parageneză în care se iveşte piroxenul spodumen este exprimată prin sistemul $LiAlSi_2O_6$—$(Li,Na)Al(OH,F)PO_4$—$KLi_2Al(OH,F)_2Si_4O_{10}$ — $NaAlSi_3O_8$—SiO_2. Spodumenul s-a separat ulterior montebrasitului, înaintea procesului de albitizare; albitul, cuarţul tardiv şi mica litiniferă sînt formate prin substituţie.

Casiteritul, (SnO_2), sub formă de cristale milimetrice şi ca substituent al tantalitului a fost întîlnit în cîteva cazuri ca mineral inclus în montebrasit (fig. 12). In general, granulele sînt alotriomorfe (0,5—2 mm), rar apar cristale pătratice idiomorfe şi macle după (011).

Verificarea mineralului s-a efectuat calcografic, prin microduritate (640—650 kg/mm²), spectrografic (Sn 2863,33 (9) şi 3175 Å (9) şi microchimic) (prin reducere la Sn^{+2} şi reacţia cu dibrom-oxichinoleină).

Parageneza SnO_9 — $(Fe,Mn)(Ta,Nb)_2O_6$ — $(Li,Na)Al(OH,F)PO_4$, la care se mai adaugă cuarţ, albit şi mice litinifere, subliniază caracterul de tranziţie al pegmatitului spre un tip diferenţial total, cu conţinut de minerale rare de Ta—Li—Sn (Tipul III, în clasificarea texturală paragenetică preconizată de K. A. Vlasov (13).

Molibdenitul, (MoS_2), este reprezentat în mod sporadic în pegmatitul cercetat. Se prezintă sub formă de paiete exagonale bine individualizate, situate în zona aplitoidă de cuarţ-oligoclaz-microclin, de culoare cenuşie-verzuie, din partea laterală a filonului. Parageneza caracteristică acestui tip de mineralizaţie este exprimată prin sistemul MoS_2—FeS_2—SiO_2—$3NaAlSi_3O_8.CaAl_2Si_2O_8$—$KAlSi_3O_8$. Cristalele cubice de pirită au 1—3 mm.

Paietele de molibdenit ajung uneori la dimensiuni de 1 cm², ceea ce pînă în prezent nu a fost semnalat în pegmatitele granitice din Carpaţii Meridionali.

Zirconul, $(ZrSiO_4)$, care a fost pentru prima dată pus în evidenţă în pegmatitul de la Teregova, apare sub formă de cristale idiomorfe de dimensiuni mai mari în plăcile de muscovit, fiind asociat şi cu incluziuni de tantalit, apatit, beril, minerale din grupa microlitului şi incluziuni lichide de culoare roşie.

Cristalele au 1—4 mm, feţele caracteristice fiind (110) (111) (101) (100) şi (221). Caracteristică este culoarea roză, transparenţa şi conturele cristalografice perfect delimitate (fig. 18) care apropie mineralul de grupa hiacintelor.

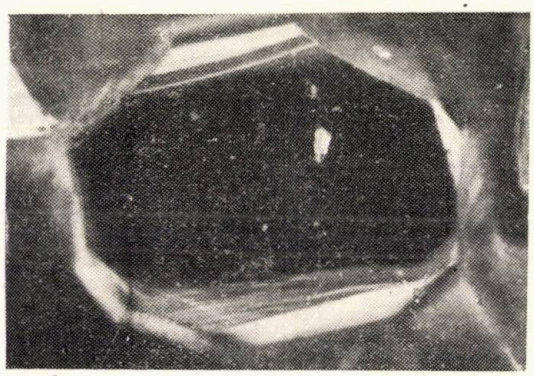


Fig. 18. Cristal idiomorf de zircon inclus în muscovit (Mărime 50x).

Frecvent, zirconul formează concentraţii în zonele centrale ale plăcilor pseudoexagonale de muscovit, încadrîndu-se într-u exagon regulat cu laturile paralele în raport cu conturul (exagonal) al plăcilor. Aceleaşi cristale de muscovit mai au dispuse zonar o serie de incluziuni submilimetrice de tantalit, columbit, apatit, meroxen, beril şi incluziunile lichide care s-au amintit mai sus. In jurul cristalelor de zircon nu s-au observat aureole policroice.

Rutilul, (TiO_2). Acest mineral de titan apare în special în zonele limitrofe ale pegmatitului cu complexul cristalin paragneisic-biotitic-amfibolic. Apare sub formă de cristale prismatice, bine dezvoltate, de 0,4—6 cm, fiind asociat cu biotitul, oligoclazul, cuarţul, hornblenda etc. din zona aplitoidă.

Specifice pentru rutilul de la Teregova sînt fenomenele de substituţie infiltrativă orientată după (010), a TiO_2 prin ilmenit. Acest fenomen este cauzat de migraţia geochimică a FeO, din complexul cristalin cu minerale melanocrate feromagneziene (hornblendă, biotit etc.) în masa pegmatitului, afectînd rutilul numai pe partea învecinată cu cristalinul. Este evident că zonele laterale ale pegmatitului sînt contaminate cu Fe, Ti, Ca şi Na de la şisturile cristaline.

Rutilul se mai află în parageneză cu columbitul, montebrasitul, apatitul, turmalina, berilul etc.

Prin analiza spectrografică a unor cristale de rutil s-a pus în evidență și prezența unor urme de niobiu prin liniile 3094,18—2927,31—2908,24 Å.

Titanitul, $CaTiSiO_5$, sub formă de cristale frumos dezvoltate (3—6 mm), de prisme turtite (111) (100) (001) și de culoare galbenă-brunie, s-a identificat numai în zonele de contact cu complexul cristalin ale pegmatitului. Este asociat cu hornblenda, oligoclazul, ilmenitul. rutilul, biotitul, apatitul, granatul și turmalina.

Ilmenitul, ($FeTiO_3$), în cristale tabulare și granule se întîlnește în zonele marginale și intermediare ale pegmatitului. Adeseori se infiltrează printre cristalele prismatice de rutil substituindu-l, avînd macle lamelare polisintetice după (1011). Individualizarea acestui mineral s-a produs în urma rutilului, fiind asociat cu rutilul, titanitul, hornblenda, biotitul, oligoclazul etc.

Minerale constitutive ale pegmatitului

Microclinul, $KAlSi_3O_8$, cu ceva Na_2O în compoziție, este feldspatul predominant; alcătuiește aprox. 50% din masa pegmatitului. Formează cristale mari și blocuri de 10—60 cm, uneori avînd greutate de sute de kg. Are culoare albă, nuanțe ușor gălbui, clivaj distinct după (001) și (010), unghiul dintre planele de clivaj diferă cu 20° de unghiul drept. La microscop prezintă macle lamelare polisintetice și reticulare, caracteristice.

— În zona laterală aplitoidă, microclinul este subordonat și formează granule mici (0,2—3 mm) asociate cu oligoclaz, cuarț, muscovit, biotit și alte minerale accesorii. În părțile cu structură granitică și micrografică ale zonei laterale, microclinul este ceva mai bine dezvoltat, fiind în parageneză cu aceiași componenți.

— În zona intermediară și centrală, microclinul formează blocuri mari, cimentate cu cuarț cenușiu, individualizat ulterior. În această zonă se găsesc incluziunile de minerale rare (columbit, tantalit, beril, montebrasit etc.), care, în general, au cristalizat înaintea microclinului.

Fenomenele de substituție metasomatică a microclinului prin albit și muscovit — după cum s-a menționat în repetate rînduri — au fost foarte puțin intense. Se ilustrează prin filonașele înfiltrative ce substituie microclinul, în special la limita cu cuarțul și pe planele de clivaj.

O dată cu substituția potasiului prin sodiu din rețeaua microclinului. acesta a fost fixat în rețeaua muscovitului.

Ortoza, $KAlSi_3O_8$, este subordonată microclinului, prezentînd cristale cu habitus prismatic, de culoare albă (obișnuita culoare roză apare foarte rar) și, în general, maclată după tipul maclei de Karlsbad (100). Frecvent asociată cu cuarț, formînd concreșteri grafice sau cu albit și prezentînd, în acest caz, aspectul micropertitic.

Adeseori ortoza este substituită prin albit-oligoclaz, maclat polisintetic după legea albitului, fasciculele de lamele de maclă fiind dispuse perpendicular pe pereții filonașelor ce se înfiltrează în cristalele de feldspați potasici.

Ortoza, împreună cu microclinul, este asociată cu mineralele constitutive (cuarț, plagioclazi, muscovit), cu mineralele rare (columbit, tantalit, beril, montebrasit) și cu mineralele accesorii ale pegmatitului.

Dimensiunile, puritatea, conținutul de 13% K_2O și culoarea albă a microclinului și ortozei, reprezintă principalele calități tehnologice ale acestor feldspați, care sînt de peste 30 de ani obiectul principal al exploatării de la Teregova.

Albit-oligoclazul, sub forma unor termeni mai acizi, formează filonașe de substituție în cristalele de microclin și aparține perioadei finale hidrotermale de individualizare a pegmatitului. Lamelele de maclă ale acestui termen după (010) sînt caracteristice.

Albit-oligoclazul de tip $4NaAlSi_3O_8.CaAl_2Si_2O_8$, apare în zona intermediară în blocuri, asociat cu microclinul, fiind individualizat în faza pegmatitică.

Oligoclazul $3NaAlSi_3O_8.CaAl_2Si_2O_8$, sub formă granulară (1—5 mm), apare în zona laterală a pegmatitului, cu structură aplitică sau granitică, în parageneză cu cuarțul, microclinul, micile și celelalte minerale constitutive ale acestei zone periferice.

Cuarțul, (SiO_2), realizează aprox. 20% din conținutul mineral al pegmatitului, structurile și evoluția acestui mineral fiind hotărîtoare pentru separarea și concentrarea mineralelor rare.

Cuarțul s-a depus în diferite parageneze în tot timpul evoluției pegmatitului, totuși se pot deosebi cîteva generații și anume:

— Cuarțul I (α —SiO_2), granular, este un constituent al zonei laterale aplitoide sau cu structură granitică și al porțiunilor cu structură micrografică.

Prima generație de cuarț aparține modificației alfa, fiind individualizată la $T > 573°$, individualizîndu-se în faza magmatic-pegmatitică, practic simultan cu feldspații potasici și sodici.

— Cuarțul II (β —SiO_2), alături de microclin, este constituentul principal al zonei intermediare cu structură în blocuri, și care s-a individualizat în faza pegmatitic-pneumatolitică, evident în urma microclinului și a mineralelor rare.

Zona centrală (nucleul) de cuarț, existent în oriz. I al pegmatitului, aparține acestei generații. După cum s-a mai spus, mineralele rare gravitează spre limita zonei intermediare cu cuarțul, iar în multe cazuri, zac numai în cuarț.

Cuarțul II are culoare cenușie, uneori cu nuanțe ușor albăstrui, spre deosebire de alte pegmatite unde această generație are culoare roză. Microscopic este granular ($\varnothing$=0,4—2 mm), cu conture zigzagate, izometric și alungit, cu extincție rulantă.

— Cuarțul III (β —SiO_2) este tipic hidrotermal ,formînd geode cu cristale (de stîncă) prismatice trigonale-trapezoidale, bine dezvoltate (2—6 cm) lungime și filonașe ce silicifiază și substituie parțial mineralele preexistente.

Microscopic această generație tardivă de cuarț este microgranulară (0,02—0,3 mm), izometrică și conține incluziuni de albit și muscovit. Cuarțul tardiv s-a format aproximativ concomitent cu albitizarea feldspaților potasici.

Între cele trei generații de cuarț — separate în mod artificial — există o tranziție continuă, determinată de evoluția geochimică continuă a pegmatitului.

Datorită frecvenței sale, cuarțul (în diferitele sale generații) este asociat cu toate mineralele pegmatitului.

Muscovitul, $KAl_2(OH,F)_2.AlSi_3O_{10}$, ocupă poziție subordonată în raport cu feldspații și cuarțul. Agregatele foliacee și plăcile de mică au 1—200 cm^2, fiind distribuite neregulat în zona intermediară și în zona laterală, unde formează borduri caracteristice. Sub formă de paiete și lamele fine (0,01—0,5 mm) apare ca incluziuni (orientate și neregulat distribuite) în feldspați, cuarț, beril, montebrasit etc.

În filonașele de substituție, paietele de muscovit au o culoare ușor verzuie.

Microscopic s-au identificat, în plăcile de muscovit, incluziuni microlitice de columbit, tantalit, zircon, apatit, granat, beril și alte minerale rare.

Frecvent, muscovitul conține zone colorate în verde, care sînt cauzate de prezența lamelelor fine de meroxen. Muscovitul mai conține de asemenea incluziuni orientate sau dispuse exagonal de almandin (1—3 mm). Incluziunile orientate de muscovit în beril au fost descrise în cadrul berilului.

În zonele fracturate și marginale, muscovitul este asociat cu sericitul și biotitul.

Granaţii sînt reprezentaţi prin termenii almandin $Fe_3Al_2(SiO_4)$ 3 şi spesartin $(Mn,Fe)Al_2(SiO_4)_3$ almandinul apare în zona laterală aplitoidă pe contact şi în complexul cristalin, sub formă de cristale isometrice (211) (110), avînd culoare violacee şi fiind asociat în special cu hornblenda, oligoclazul, biotitul, minerale de titan, turmalina etc.

Acest granat s-a individualizat printre primele minerale ale pegmatitului, fiind parţial un produs de asimilaţie provenit din complexul cristalin.

Spesartinul apare în zona intermediară cu structură în blocuri unde formează cristale trapezoedrice de 1—7 cm, de culoare brună, frecvent limonitizat, pseudomorfoze după granat (3). Este asociat cu prismele de beril, cu muscovitul şi microclinul. La formarea spesartinului şi a muscovitului, în parageneză cu berilul, fenomenele de substituţie au avut o contribuţie remarcabilă.

Apatitul, $Ca_5(PO_4)_3F$, sub formă de cristale verzui (0,1—3 mm), este puţin răspîndit în zona laterală, unde este concrescut cu oligoclaz, biotit, turmalina, hornblenda, muscovit, cuarţ etc. În zona intermediară este aproape inexistent, iar cînd apare formează baghete microscopice, incluse în beril sau muscovit.

Frecvenţa redusă a apatitului — prin păstrarea P_2O_5 în soluţia reziduală — a favorizat dezvoltarea cristalelor mai mari de montebrasit.

Turmalina, $NaAl_3Fe_4B_3(OH,F)_6(SiO_4)_6(OH)_2$, reprezentată prin varietatea comună feruginoasă de culoare neagră (schörl), este concentrată în zonele de contact aplitoide ale pegmatitului cu şisturile cristaline, tinzînd să se orienteze cu axa *c* perpendicular iar pereţii filonului, avînd dimensiuni de la 1—10 cm. Formarea turmalinei — asociată cu mineralele zonei aplitoide — de asemenea a fost catalizată de schimbul de substanţă şi migraţia Fe şi Al din complexul hornblenditic. La microscop formează cristale prismatice alungite după axul vertical, fără conture cristalografice note, cu tendinţa de a forma grupuri radiare.

Microscopic prezintă o coloraţie uşor albăstrie, prezentînd un pleocroism intens şi o puternică absorbţie. Turmalina este asociată paragenetic cu oligoclazul, granaţii, cuarţul, microclinul, biotitul şi uneori cu berilul şi montebrasitul.

Hornblenda, $(Ca,Mg,Fe)_3Fe_4(OH)_4(Al_3Si_{12}O_{44})$, de fapt nu se integrează în parageneza pegmatitică propriu-zisă, însă în zonele laterale şi de efilare ale filoanelor apare asociată cu oligoclazul, biotitul, cordieritul, epidotul, mineralele de titan, turmalina, cuarţul etc., putînd fi considerată ca un mineral provenit prin asimilarea unor porţiuni de amfibolit.

Sulfurile de fier, reprezentate prin pirită (FeS_2), pirotină (FeS) şi marcasită, apar mai ales în zona laterală, în parageneză cu oligoclaz, biotit, granaţi, hornblendă etc. Cristalele cubice de pirită au 1—3 mm, fiind găsite în cîteva cazuri în parageneză cu molibdenitul şi cu cristalele mari de cuarţ, din zona centrală a pegmatitului, unde s-au identificat cîteva cavităţi miarolitice.

Caolinul, $Al_4(OH)_8Si_4O_{10}$, sub formă de solzişori fini (0,001—0,06 mm) provine prin alterarea (hidrotermală şi hipergenă) a feldspaţilor, în zonele de contact ale pegmatitului cu şisturile şi pe fisuri. Fenomenele de caolinizare afectează şi berilul. Printre mineralele secundare mai citäm sericitul, limonitul şi calcitul.

Structura zonară

Structura zonară a pegmatitului de la Teregova actualmente nu mai este vizibilă decît în cîteva puncte, deoarece aproape întregul filon a fost exploatat.

Observaţiile asupra texturii şi colectarea materialului pentru studiul microscopic s-au putut efectua numai în zona de afloriment, la oriz. I şi în zona de efilare a pegmatitului.

Numai la oriz. I structura zonară a pegmatitului apare mai evidentă (fig. 19), zăcămîntul fiind uşor accesibil în această parte.

Studiul structural-paragenetic al pegmatitului a permis identificarea a trei zone distincte şi anume:

Zona laterală, cu structuri aplitoide, granitice şi micrografice, este caracterizată prin parageneza: oligoclaz — cuarţ — muscovit — biotit — hornblendă — turmalină — granat (almandin). Subordonat apare apatitul, microclinul, rutilul, titanitul, ilmenitul, cordieritul, epidotul, pirita şi pirotina. Cu totul excepţional s-a întîlnit în această zonă beril, columbit, molibdenit şi zircon.

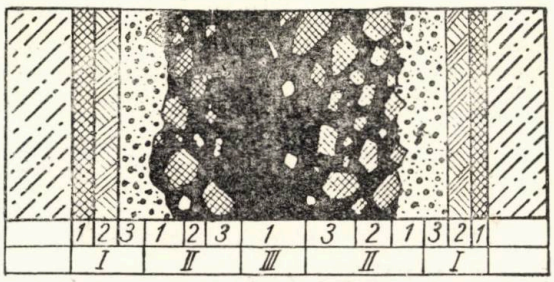


Fig. 19. Structura zonară a pegmatitului de la Teregova:

I — Zona laterală: *1* — Zona externă cu structură aplitoidă granitică. Parageneza: oligoclaz-cuarţ-muscovit-biotit-hornblendă-turmalină-almandin. Subordonat apare apatitul, microclinul, rutilul, titanitul, ilmenitul, cordieritul, epidotul, pirita, titanitul şi pirotina; *2* — Zona cu structură granitică şi micrografică. Parageneza: oligoclaz-cuarţ-microclin-albitoligoclaz-muscovit-turmalină-almandin. Turmalina şi muscovitul au dimensiuni mari tinzînd să se orienteze perpendicular pe pereţii filonului; *3* — Zona cu structură grafică cu tranziţie spre structura în blocuri. Parageneza: albitoligoclaz-cuarţ-microclin-muscovit.

II — Zona intermediară: *1, 2* — Zona cu structură în blocuri de microclin-cuarţ. Parageneza: microclin-ortoză-cuarţ-albitoligoclaz-muscovit-beril. Accesoriu apare columbitul, spesartinul, zirconiul (în mică) şi montebrasitul; *3* — Zona cu structură în blocuri, cu apariţii de minerale rare, cristalele şi blocurile de microclin fiind complet înglobate în cuarţ. Tantalitul, columbitul, berilul, montebrasitul, casiterita, spodumenul etc., apar în această zonă unde s-au identificat şi uşoare fenomene de substituţie.

III — Zona centrală (de sîmbure, nucleul cuarţos): *1* — predomină cuarţul cenuşiu (tardiv), ce conţine incluziuni sporadice de microclin, mică, beril şi minerale rare (în special tantalit prismatic şi montebrasit, cu incluziuni de casiterit). (In porţiunea studiată filonul are 5 m grosime, iar diferitele zone nu sînt continue, avînd grosimi variabile. Zonele laterale, în special au dezvoltare variabilă, iar în unele cazuri pot lipsi, analog şi nucleul cuarţos).

Grosimea acestei zone este variabilă, de la 5—20 cm, cuarţul alfa şi feldspaţii formază concreşteri microgranulare sau micrografice ce au cristalizat practic simultan în faza magmatică-pegmatitică. Mineralele cu dimensiuni mai mari (turmalină, muscovit, biotit) tind să se orienteze perpendicular pe pereţii complexului cristalin. Filoanele de pegmatit traversează discordant şisturile.

Această grupă paragenetică a cristalizat într-un interval redus de timp, fiind primul grup de minerale ce s-a individualizat.

Cîteva din mineralele acestei zone reprezintă produse de asimilaţie (almandin, cordierit, hornblendă etc.) sau de contaminare (oligoclaz, biotit, turmalină), în raport cu complexul cristalin biotitic-amfibolic.

Pegmatitul a fost contaminat marginal cu Fe, Ti, Al, Mg, Ca şi Na, influenţa acestor elemente resimţindu-se şi în zona intermediară. Fenomenele de substituţie lipsesc, în schimb alterări superficiale cu formare de caolin şi limonit sînt frecvente.

Zona intermediară este predominantă, caracterizată prin structura în blocuri. Cristalele mari şi blocurile de microclin, însoţite de ortoză şi albit-oligoclaz, au di-

mensiuni pînă la 60 cm, spațiile dintre ele fiind completate cu cuarț — ulterior individualizat, de culoare cenușie.

Parageneza caracteristică: microclin — cuarț — ortoză — albitoligoclaz — muscovit — beril.

Subordonat (mai ales la limitele cuarț-feldspat) apare columbitul, tantalitul, zirconul (în mică), spesartinul și montebrasitul.

În această zonă feldspații s-au format cu mult mai devreme decît cuarțul, dar aceste minerale nu sînt încă destul de bine despărțite spațial.

Zona monominerală a microclinului nu este complet separată, mineralele care s-au format anterior cristalelor celor mai tîrzii de microclin (de exemplu columbitul) fiind înglobate de acesta (fig. 2).

Zona centrală (nucleul, zona de sîmbure de cuarț compact, de formă lenticulară, este imperfect separată de zona cu structură în blocuri.

Ca minerale subordonate în cuarțul cenușiu, apar cristale prismatice mari de tantalit, montebrasit cu incluziuni de casiterit, spodumen, tantalit, mici litinifere și agregate tabulare groase de columbit. Mineralele rare gravitează în jurul contactelor dintre blocurile de microclin și nucleul de cuarț și aceeași limită este afectată și de ușoare fenomene de albitizare, generate prin substituția metasomatică a microclinului prin albit + muscovit, cu formare de tantalit micro-acicular, columbit foliaceu etc.

Montebrasitul de asemenea este afectat de albitizare cu formare de mice litinifere și albit. În general metalele alcaline Li și K (ce formează minerale pegmatitice) sînt substituite ulterior prin Na (în faza hidrotermală).

În nucleul cuarțos s-au găsit și geode cu cristale prismatice de cuarț tipic hidrotermale, care încheie ciclul metalogenetic de formare a pegmatitului.

În concepția structurală, emisă de E. Cameron [1], zăcămîntul de la Teregova, reprezintă un pegmatit cu structură zonară formată din trei zone concentrice distincte, însă incomplet separate, afectate foarte puțin de procesele de substituție.

În cadrul clasificării texturale-paragenetice a lui K. Vlasov, pegmatitul studiat aparține tipului II (cu structură în blocuri) evoluat către tipul III (diferențiat complet, cu nucleu cuarțos și apariții de minerale rare de Nb — Ta — Be —— Li — P, cu ușoare fenomene de albitizare).

Dintre numeroasele pegmatite granitice din Banat — cercetate pînă în prezent — zăcămîntul de la Teregova este cel mai evoluat și diferențiat, fiind totodată cel mai bogat în apariții de minerale rare.

II. PEGMATITELE CUARȚO-FELDSPATICE CU MUSCOVIT, BERIL; TURMALINĂ ȘI FLUORAPATIT DE LA VOISLOVA

Pegmatitele din dealul Tîlva de la Voislova sînt situate în complexul cristalin getic, de tip Lotru, reprezentat prin paragneise biotitice, oculare și aplitice, micașisturi (biotitice și muscovitice), cuarțite, amfibolite și serpentine, orientate NE-SV cu o cădere generală de 35° spre NV.

Pegmatitul face parte din întinsul cîmp pegmatitic, situat în apropierea limitei nordice autohtonului cu masivele granitice. Intreaga zonă ce are 150 km² este afectată de un metamorfism catazonal, conținînd un număr mare de pegmatite diferit deschise și evoluate, însă toate orientate spre NE 40—60° și în general concordante cu cristalinul.

Zăcămîntul pegmatitic studiat are formă filoniană, grosime de 1—3 m, înclinare 80°.

Studiul microscopic a permis identificarea următoarelor minerale: beril, fluorapatit, turmalină, muscovit, spesartin, almandin, albit-oligoclaz, microclin-pertit, cuarț, sericit și biotit.

Din cauza grosimii reduse a filonului, diferențierea nu s-a putut face decît incomplet și local. Intr-un cuib de beril s-a putut observa structura din fig. 20.

Urmează o sumară descriere a mineralelor constitutive.

Berilul, $Be_3Al_2(Si_6O_{18})$, sub formă de cristale prismatice scurte, bine dezvoltate (pînă la 5 kg), apare în special în punctele unde zona cuarțoasă este bine dezvoltată.

Prezintă o culoare verzuie caracteristică, avînd aspect zaharoid, cu incluziuni de muscovit și cuarț infiltrat paralel cu baza (0001). Culoarea, gradul de puritate și constantele optice, apropie mineralul de varietățile mai nobile formate în faza hidrotermală.

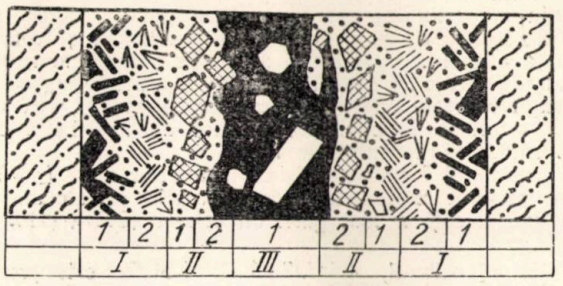


Fig. 20. Structura zonară a pegmatitului de la Voislova, într-un „cuib de beril"

I — Zona laterală: *1* — zona cu turmalină-fluorapatit-almandin-albitoligoclaz-cuarț-biotit; *2* — zona cu plăci de muscovit. Mineralele bine dezvoltate (turmalina, muscovit, granat) sînt înglobate într-o masă fundamentală microgranulară de plagioclazi și cuarț; *II* — Zona intermediară: *1* — zona cu structură în blocuri de microclin. Paregeneza: microclin-cuarț-muscovit-albitoligoclaz-spesartin (beril); *2* — zona cu structură în blocuri de microclin-cuarț. *III* — Zona centrală: *1* — zona de cuarț (sîmbure) cu cristale mari de beril. (Grosimea filonului 3 m).

Analiza chimică a cristalelor de beril a dat 13,62% BeO, 19,20% Al_2O_3 și 65,52% SiO_2, iar alcaliile (K și Na) lipsesc. Spectrografic s-a identificat Rb prin liniile 4101,8 și 4213,56 Å și Cs prin linia 4555,35 Å.

Berilul este asociat paragenetic cu cuarțul — din zona centrală a filonului — și mai rar cu turmalina, feldspații și apatitul.

Fluorapatitul, $Ca_5(PO_4)_3F$, este frecvent în zona laterală cu turmalină a pegmatitului. Formează cristale granulare și prismatice (1010) (5—30 mm), de culoare verde intens, asociate în special cu turmalina, albit-oligoclazul și granații.

Constantele optice și analiza chimică și spectrografică au confirmat clasificarea mineralului în grupa fluorapatitelor.

Turmalina, $NaAl_5Fe_4B_3(OH,F)_6(SiO_4)_6(OH)_2$, sub formă de cristale prismatice trigonale (5—30 cm), idiomorfe, excepțional dezvoltate cristalografic, cu fețele prismatice (1010) (1120), romboidale (1011) și a piramidelor trigonale în special (0221), bine individualizate, apar frecvent în zona laterală a pegmatitului. Cristalele de turmalină sînt orientate cu 45—90° în raport cu planul de contact, formînd grupări radiare sau aglomerări mari ($^1/_2$ m³) neregulate.

Paragenezele turmalinei cu apatitul, muscovitul, biotitul, albit-oligoclazul, spesartinul și cuarțul sînt frecvente.

Caracterele optice coincid perfect cu varietatea comună (schörl).

Prin habitusul cristalografic și prin dimensiunile sale, turmalina din pegmatitul din Dealul Tîlva reprezintă cele mai bine individualizate cristale din pegmatitele granitice din Banat.

Muscovitul, $KAl_2(OH,F)_2AlSi_3O_{10}$, sub formă de plăci mari (pînă la 20×30 cm), este concentrat în zona laterală a pegmatitului. Uneori concentrațiile de muscovit se situează și în zona intermediară, interpunîndu-se zonei de turmalină și zonei cuarțoase. Repartiția în masa filonului este în general neuniformă din cauza lipsei unor zone bine distincte și continue. Muscovitul conține incluziuni orientate de turmalină, almandin, biotit.

Toate mineralele pegmatitului, în special feldspații și cuarțul, conțin incluziuni microlitice, aciculare și

lamelare de muscovit. Optic, în general, muscovitul nu prezintă nimic deosebit. Paragenetic, muscovitul este asociat cu toate mineralele constitutive ale filonului de pegmatit.

Biotitul apare numai în zona laterală cu turmalină.

Granații, în varietățile almandin $Fe_3Al_2(SiO_4)_3$ și spesartin $(Mn,Fe)_3Al_2(SiO_4)_3$, apar subordonat în zona laterală, fiind asociate cu turmalină, apatit, albit-oligoclaz și cuarț. Spesartinul conține 8—10% Mn. ceea ce arată că aparține unei generații mai tardive. Prezența spesartinului este un indiciu pozitiv pentru stabilirea gradului de evoluție al pegmatitului și concentrarea elementelor rare. De altfel, în general mineralele manganifere, care pot fi spesartin, apatite manganifere, manganotantalit, cuarț roz cu Mn, piroluzit, wad etc., ne asigură o probabilitate ridicată de apariție a concentrațiunilor de minerale rare.

Spesartinul formează cristale izometrice mari (ø=2-10 cm) ce sînt mult mai ușor alterabile ca almandinul. În anii trecuți a fost găsit un cristal (211)+(110) de 16 kg.

Albit-oligoclazul, $4NaAlSi_3O_8.CaAl_2Si_2O_8$, este prezent în cantități remarcabile (10—15%), alcătuind granule de 1—4 m (în zona laterală) și 6—10 cm în zona centrală, fiind repartizat în toată masa pegmatitului. Este maclat polisintetic, după tipul albitului (010). Prezintă numeroase incluziuni de muscovit, cu care formează concreșteri micrografice, infiltrații de cuarț și incluziuni de beril.

Microclinul, ($KAlSi_3O_8$), cristale și blocuri mari 5—20 cm) de culoare albă cu nuanțe roze, este răspîndit în mijlocul filonului pegmatitic, fiind asociate cu cuarțul, berilul și muscovitul.

Succesiunea: albit — oligoclaz, microclin, beril, cuarț.

Cuarțul, (SiO_2), local alcătuiește concentrații lenticulare și filoniene în zona centrală a pegmatitului. Nucleele (sîmburii) de cuarț nu sînt continue evidențiindu-se mai ales în porțiunile îngroșate ale filonului. În cuarț sînt înglobate cristalele prismatice mari de beril (fig. 20).

Aparține generației microgranulare tardive ce însoțește mineralele rare. Substituie plagioclazii, microclinul și berilul.

Structura zonară este puțin evidentă, din cauza grosimii reduse a zăcămîntului.

În fig. 20 redăm o structură mai explicită, ce s-a întîlnit într-un „cuib de beril", unde pegmatitul era mai bine dezvoltat.

Zona laterală este reprezentată prin parageneza: turmalină — fluorapatit — muscovit — granați — albit oligoclaz — cuarț biotit.

Cristalele prismatice mari de turmalină și plăcile de muscovit ce provin din această zonă sînt înglobate într-o masă fundamentală microgranulară de plagioclazi-cuarț.

Zona intermediară, în blocuri de microlin — cuarț, conține uneori beril, muscovit și plagioclazi. Această zonă în general nu este separată de nucleu.

Zona centrală cuarțoasă, cu cristale prismatice mari de beril.

În majoritatea punctelor unde este deschis, filonul nu are structură zonară distinctă, fiind alcătuit dintr-o masă granofirică cuarțo-feldspatică, cu muscovit, turmalină și celelalte minerale accesorii.

Bibliografie

[1] *Cameron E. N., Jahns R. H., NairMc. A. H. and Page L. R.:* Econ. Geol. Monogr. 2, 1949.
[2] *Cameron E. N.:* Mining Eng. Vol. 7 Nr. 9 1955.
[3] *Dittler E.* u. *Kirnbauer F.:* Z. f. Prakt. Geol 39 1931 Nr. 4.
[4] *Landes K. K.:* Amer. Mineralogist 1933. Vol. 18.
[5] *Fersman A. E.:* Pegmatitele (I) Ak. Nauk. SSSR 1940.
[6] *Schadler J.:* Verh. d. Oester. Geol. Bundesanst. 1930 Nr. 10
[7] *Vlasov K. A.:* Isv. Ak, Nauk SSSR Nr. 2 1952.
[8] *Winchell A. N. a. Winchell* H.: Elem. of. Opt. Mineralogy New-York 1951.

Comunicări ale Institutului de Cercetări Miniere

Prepararea bauxitei din regiunea Pădurea-Craiului

Ing. **Stoian Anatol**

Prin utilizarea ei multilaterală în numeroase domenii industriale, bauxita prezintă o mare importanţă economică, fiind folosită ca materie primă în metalurgia aluminiului, în siderurgie, în industria abrazivilor (electrocorund), în industria cimentului (ciment aluminos), în industria materialelor refractare etc.

Condiţiile tehnice de utilizarea ei în diferitele domenii sînt diferite, dar în principal se cere un conţinut de oxid de aluminiu cît mai mare şi un modul de aluminiu (raportul conţinuturilor de Al_2O_3 şi SiO_2) cît mai ridicat, deci un conţinut de SiO_2 cît mai redus.

In industria aluminiului, care e domeniul principal de utilizare al bauxitei, SiO_2 e dăunător, deoarece, în metoda Bayer de tratare cu NaOH, fiecare 1% SiO_2 leagă 8,5 kg Al_2O_3 şi 6,65 kg NaOH, prin formarea alumosilicatului de sodiu insolubil.

Zăcămintele de bauxită din regiunea Pădurea-Craiului conţin 53—57% Al_2O_3, 5—7% SiO_2 şi 18—25% Fe_2O_3, avînd deci un modul de 8—11.

Prin cercetările efectuate în 1956 s-a urmărit reducerea conţinutului de SiO_2, deci îmbunătăţirea modulului de aluminiu, pornind de la premiza că o bună parte din SiO_2 e cuprinsă în peliculele argiloase ce înconjoară bulgării de bauxită.

Din această cauză s-a considerat că printr-o preparare simplă, constînd dintr-o sfărîmare convenabilă a minereului urmată de spălarea minereului sfărîmat se va obţine antrenarea SiO_2 în apa de spălare şi în consecinţă reducerea conţinutului de SiO_2 în bauxita spălată.

Cele mai bune rezultate în ce priveşte reducerea conţinutului de SiO_2 şi o cît mai bună recuperare de Al_2O_3 în bauxita spălată s-au obţinut prin sfărîmarea minereului la 20 mm, urmată de spălarea minereului spălat, în apa de spălare antrenîndu-se particulele mai mici decît 0,5—1 mm. Prin hidrociclonarea fracţiunilor antrenate la spălare se poate obţine o recuperare suplimentară de Al_2O_3.

Pornind de la un minereu cu 53—55% Al_2O_3 şi 5—5,5% SiO_2, deci cu un modul de 9—10, s-a obţinut un produs spălat cu 58—60% Al_2O_3 şi 2—2,2% SiO_2, deci cu un modul de cca. 30. Extracţia în greutate a produsului spălat este de 87—88%, iar extracţia în Al_2O_3 — de 90—91%.

Produsul spălat are o valoare mult superioară minereului brut.

Din datele documentare prezentate de literatura străină de specialitate reiese că o tonă de bauxită cu 54—55% Al_2O_3 şi 5—5,5% SiO_2 (adică cu caracteristici extrem de apropiate cu ale bauxitelor din regiunea Pădurea-Craiului) are o valoare de 1 200 fr, iar o bauxită de calitatea celei spălate de la Pădurea-Craiului, adică cu 58—60% Al_2O_3 şi 2—2,2% SiO_2, are o valoare de cca. 1 900 fr tona.

Prepararea minereului complex de la Dognecea

Ing. **D. Gligor**

Mineralizaţia complexă de la Dognecea este localizată în scarne, în zona de contact cu calcare mezozoice.

Principalele minerale metalice sînt: pirita, blenda, galena, calcopirita, oligistul şi magnetitul, la care se adaugă cantităţi mici de marcasită, pirotină, limonit etc.

Pirita este mineralul metalic predominant. Ea apare în grăunţi mari şi în general nu este asociată cu alte minerale.

Blenda este feruginoasă, conţinînd în stare pură cca. 52% Zn şi 15—18% Fe. Ea se prezintă în grăunţi mari şi este asociată cu majoritatea sulfurilor, caracteristice fiind incluziunile microscopice de calcopirită.

Galena apare în forme neregulate, în asociere cu blenda.

Calcopirita se prezintă asociată în special cu blenda şi galena, avînd uneori borduri fine de minerale secundare.

Oligistul şi magnetitul apar diseminate neregulat în masa scarnelor, fiind foarte rar asociate.

Principalele minerale de gangă sînt: augitul amfibolizat, andraditul, wollastonitul şi calcita, la care se adaugă cantităţi mici de tremolit, cuarţ, epidat etc.

Mineralele metalice sînt grob asociate între ele şi cu mineralele de gangă, aşa încît la o măcinare sub 0,25 mm minereul este deschis în cea mai mare parte.

Conţinutul mediu al minereului de la Dognecea este de cca. 1,6% Pb, 3,0% Zn şi 0,3% Cu.

Studiile de preparare efectuate au cuprins cercetări atît în fază de laborator, cît şi în fază pilot.

Lucrările au fost axate exclusiv pe linia flotaţiei diferenţiale, la o măcinare a minereului sub 0,25 mm.

Reactivii întrebuinţaţi au fost cei obţinuţi. Pentru alcalinizarea mediului s-au folosit în total 1 750 g/t var, iar pentru depresarea mineralelor de gangă 1 500 g/t silicat de sodiu. Blenda s-a depresat cu 300 g/t cianură de sodiu şi 900 g/t sulfat de zinc. Activarea blen-

dei s-a făcut cu 500 g/t sulfat de cupru, iar a piritei cu 3 500 g/t acid sulfuric. Drept colector s-a folosit xantatul la un consum total de 400 g/t, iar ca spumant uleiul de pin la un consum total de 160 g/t.

Cercetările de laborator s-au executat pe o probă de minereu conținînd cca. 0,9% Pb, 0,4% Cu, 2,1% Zn, 4,7% S și 40 g/t Ag. Incercările de flotație diferențială executate în flux discontinuu au arătat că din acest minereu se pot obține: concentrate plumboase conținînd peste 31% Pb, aproape 12% Cu și cca. 850 g/t Ag, extracțiile în metal fiind de peste 75% pentru plumb, aproape 61% pentru cupru și peste 56% pentru argint, concentrate zincoase conținînd peste 43% Zn, extracția în zinc fiind de 70%, și concentrate piritoase conținînd peste 37% S, extracția în sulf fiind de aproape 44%.

Cercetările în fază pilot s-au executat pe o probă de minereu conținînd în medie cca. 2,2% Pb, 0,5% Cu, 4,2% Zn, 5,5% S și 72 g/t Ag. Incercările de flotație, executate în flux discontinuu și fără recuperarea concentratului piritos, au arătat că din acest minereu se pot obține concentrate plumboase conținînd peste 51% Pb, aproape 4% Cu și cca. 1 650 g/t Ag, extracțiile în metal fiind de cca. 90% pentru plumb, peste 68% pentru cupru și 71% pentru argint și concentrate zincoase conținînd cca. 43% Zn și 10% Fe, extracția în zinc fiind de peste 83%.

Cercetările în fază pilot au mai arătat că și la conținuturi mai scăzute ale minereului de alimentare extracțiile de metale în concentrate se menține ridicate. Astfel, dintr-o probă de minereu cu un conținut de cca. 1,7% Pb, 0,3% Cu și 3,4% Zn, s-au obținut concentrate plumboase conținînd aproape 49% Pb și cca. 4% Cu, extracțiile în metal fiind de peste 88% pentru plumb și cca. 47% pentru cupru și concentrate zincoase conținînd aproape 42% Zn, extracția în zinc fiind de peste 74%.

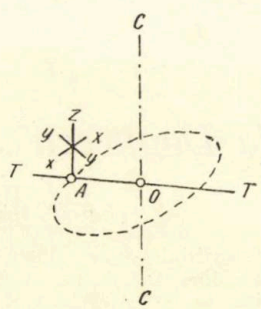
Cercetările executate de I.C.E.M.I.N. în anul 1956 asupra minereurilor complexe de la Dognecea au arătat că la prepararea prin flotație diferențială a acestor minereuri se obțin produse de calitate superioară și indici tehnologici ridicați.

Note tehnice

Trepiedul topografic „Anina", inovația ing. Domide. Pentru rezolvarea de măsurători topografice cu caracter special și de precizie ce se ivesc în activitatea topografică minieră, s-a conceput de către ing. Domide un dispozitiv cu denumirea de „trepiedul Anina".

Construcția acestui dispozitiv permite să se dea instrumentului topografic (teodolit, nivelă) așezat pe trepied o mișcare de rotație în jurul axei C-C a trepiedului și o mișcare de translație după dreapta T-T numită axa de translație a trepiedului.

Orientarea axei T-T față de un sistem de referință dat, se determină cu ajutorul teodolitului instalat pe trepied iar deplasarea instrumentului în mișcarea sa



de translație, respectiv poziția punctul „A" de intersecție al axei z-z, a instrumentului (reprezentat în figură prin axele sale x-x, y-y și z-z) cu axa de translație T-T a trepiedului se determină cu ajutorul unui tambur micrometric, cu precizie de 0,01 mm.

Mișcările suplimentare ale teodolitului (rotație în jurul axei trepiedului și translație după axa T-T) dau posibilitatea de a aplica procedee de măsurători topografice ce dau rezultate superioare, sau sînt mai expeditive față de procedeele folosite în mod obișnuit, în următoarele lucrări:

— transmiteri de orientări și coordonate prin puțuri de mină;

— urmărirea și determinarea valorică a mișcărilor de teren de mică amplitudine;

— jalonarea și prelungirea direcțiilor de străpungere în lucrările miniere;

— controlul veriticalității și eventualelor deplasări a clădirilor și instalațiilor înalte și greu accesibile;

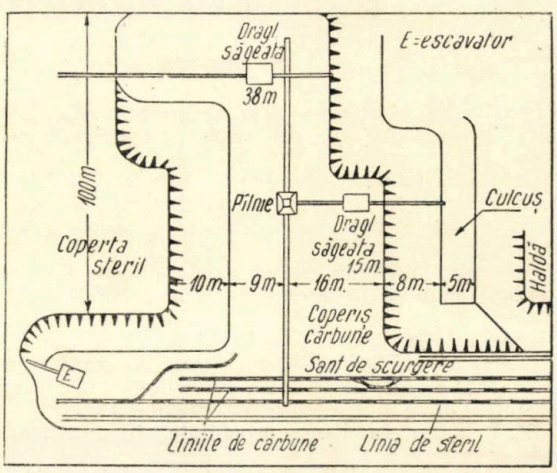
— verificarea poziției instalațiilor de extracție la puțuri și corectarea poziției lor;

— trasarea axelor pentru instalații mecanice sau construcții;

— măsurători indirecte de distanțe și unghiuri paralactice;

— determinarea excentricității instrumentelor topografice

Modificarea exploatării la zi în cariera Vărghiș, colectiv ing. Schuster Mihail. Proiectul de deschidere și exploatare la zi în cariera Vărghiș prevedea accesul în



Országos Műszaki Könyvtár

carieră la două nivele; al acoperişului stratului şi al culcuşului. Exploatarea era prevăzută cu excavatoare pe ambele trepte, atît la cărbune cît şi la steril.

Faţă de aceasta, colectivul a preconizat accesul în zăcămînt numai pe acoperişul stratului de cărbune, cu introducerea căii ferate direct lîngă excavatoare (dragline) la cărbune şi cu dragline la descopertă, care să depună sterilul în halda interioară „fără transport"

Avantaje:

— cost redus al investiţiei;
— utilajele stau la nivel superior, neinundabil;
— cost redus al haldări în halde interioară

Lucrarea s-a aplicat cu bune rezultate.

Noutăţi Mondiale

R. P. CHINEZĂ

Agenţia de presă a R. P. Chineze a anunţat descoperirea unui zăcămînt de minereu de fier lîngă Anshan în Manciuria de Sud. Rezervele acestui zăcămînt asigură baza materială a industriei siderurgice a ţării pînă la sfîrşitul secolului.

R. P. POLONĂ

Pe malul stîng al Vistulei, lîngă oraşul Piaseczno au fost iniţiate lucrările de deschidere a unui zăcămînt de sulf ce se va exploata în cariere. Această mină experimentală are drept scop furnizarea datelor necesare proiectării de către U.R.S.S. a unei mari exploatări la zi. Zăcămîntul se prezintă la o adîncime de 15 m şi pare a fi o continuare a zăcămîntului de la Tarnobseg, ce se găseşte la 50 m adîncime.

R. P. BULGARIA

Lîngă Sofia a fost descoperit un zăcămînt de minereu de fier. Minereul este compus din hematită, limonită şi siderită şi se găseşte la suprafaţă; acest fapt îi permite exploatarea la zi.

R. P. F. IUGOSLAVIA

In regiunea Gostivar-Bukovik-Kicevo a fost descoperit un zăcămînt de minereu de fier cu 38% Fe într-o rezervă de cca. 60 000 000 t, acesta fiind unul din cele mai bogate zăcăminte din această ţară.

S.U.A.

Cercetările întreprinse la Battelle Institute au dovedit posibilitatea fabricării de piese de diferite forme din oxid de gluciniu extrapur, folosind metodele practicate în industria ceramică. Oxidul de gluciniu este foarte mult folosit în pilele nucleare, deoarece posedă pe lîngă o putere de încetinire foarte mare şi o rezistenţă la temperaturi ridicate dintr-o atmosferă oxidantă. Conductibilitatea sa termică este similară cu a fierului. Totodată laboratoarele lui Boureau of Mines au elaborat o metodă economică de reproducere a zirconului ductil şi a aliajelor de zirconiu necesitate de reactorii atomici.

R. P. F. IUGOSLAVIA

Capacitatea uzinei de preparare a minereului de cupru de la Bor a crescut în 1956 de la 4 000 la 7 000 t/zi. Totodată, la 25 km s-a descoperit un nou zăcămînt avînd aceeaşi mineralizaţie.

R. P. UNGARĂ

Institutul maghiar de metale neferoase a comunicat o serie de indicaţii asupra unui proiect de fabricare a magneziului. In acest scop se va trata dolomită extrasă din zăcămintele din munţii Bükk.

R. F. GERMANĂ

In regiunea Salzgutter a fost descoperit un zăcămînt de minereu de fier cu o rezervă de cca 1 500 000 000 t şi cu un conţinut de 30% fier. Proiectele prevăd deschiderea a 15 mine în această regiune cu o capacitate totală de producţie de 22 000 000 t/an.

AUSTRALIA

Datorită faptului că centrul minero-metalurgic de la Mount Isa (1 300 000 t/an minereu de plumb, zinc şi cupru) se găseşte la o distanţă de cca. 1 200 km de coasta oceanului, ceea ce măreşte enorm costul cărbunelui necesar termocentralei, s-a hotărît ca în acest punct să se construiască prima centrală electro-atomică din Australia.

MEXICO

O misiune germană a început tratative la Guadalajara în vederea exploatării rezervelor miniere din statul Jalisco şi în special ale zăcămîntului de minereu de fier Huerta, ale cărui rezerve depăşesc 600 milioane tone.

„REVISTA MINELOR" organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. al Ministerului Minelor și al Ministerului Industriei Chimice (Direcția Exploatărilor Miniere) Redacția: București, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon: 3.07.30 și 3.57.28 — Administrația și Casieria: Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor și subfilialelor A.S.I.T. din întreaga țară precum și prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinete tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071012 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin, București. — Tarif pentru întreprinderi: lei 96 anual: — Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: lei 30 anual; — Prețul unui exemplar: lei 5.

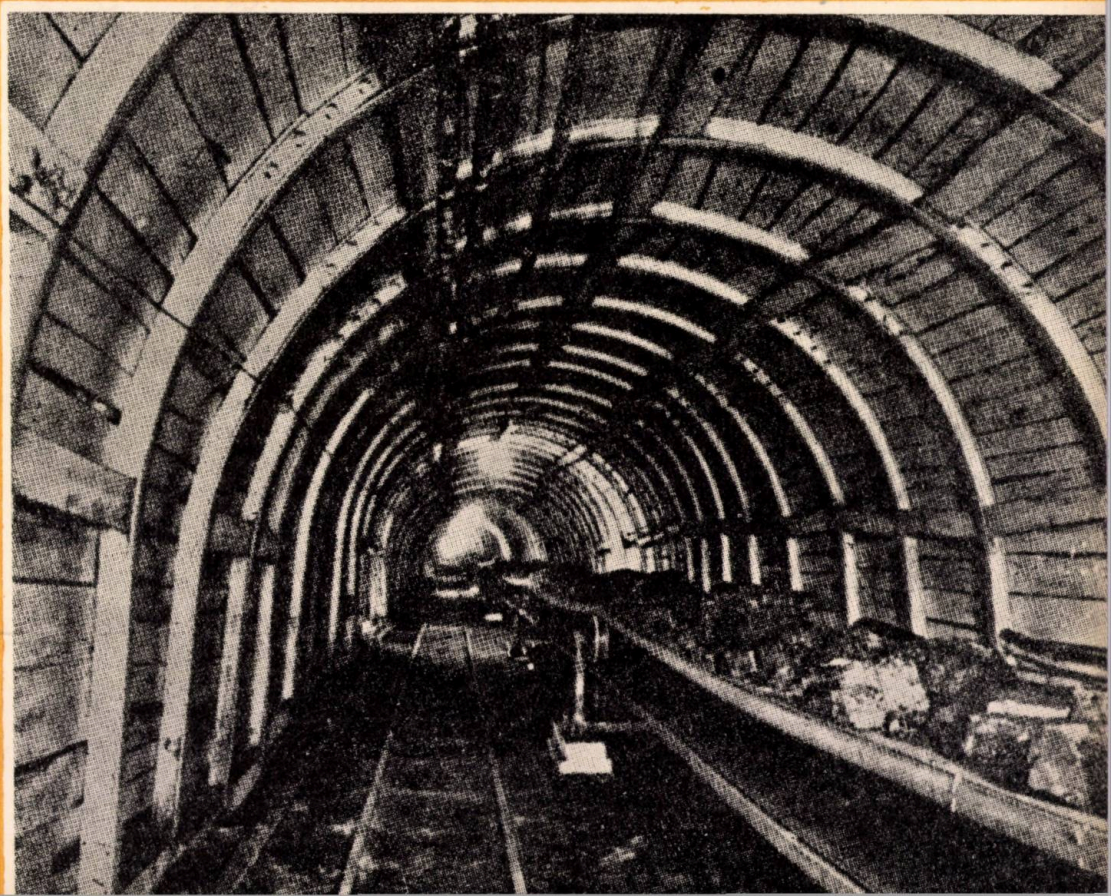
P. 2 — c. 319

Lei 5 exemplarul

E 1433

KAT

Revista MINELOR



4

1957

ASIT

Aprilie
1957
Anul VIII
Nr. 4

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAŢIEI ŞTIINŢIFICE A INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN R. P. R., AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI PETROLULUI ŞI CHIMIEI (DIRECŢIA EXPLOATĂRILOR MINIERE)

REDACŢIA: BUCUREŞTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 3.57.28 şi 3.07.30

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA**, ing. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PACURARU**, prof. ing. **V. POBORAN**, prof. dr. ing. habil **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI**.

SUMAR

BOGDAN GH.: **Asupra determinării gradientului debitului de metan la unele mine de cărbuni din R.P.R.** (Pag. 157—170).

MIHAILĂ I., C. BERDAN, M. PAFNOTE şi C. GRĂDINĂ: **Cercetări asupra metabolismului energetic în munca de extragere a cărbunelui** (Pag. 170—179).

BLUM I., M. ROZENBERG şi AL. BĂDĂRĂU: **Cu privire la unele aspecte tehnice economice ale prelucrării şi valorificării cărbunilor bruni lemnoşi (ligniţi) din R.P.R.** (Partea a II-a: **Epurarea pe cale umedă a ligniţilor**) (Pag. 180—189).

BARBU I.: **Cocs din cărbuni necocsificabili (V). Influenţa creşterii adaosului de cărbune necocsificabil crud şi a introducerii prafului de cocs.** (Pag. 189—191).

MIHALCEA ST.: **Factorii care contribuie la formarea preţului în industria carboniferă din U.R.S.S.** (Pag. 192—195).

COMUNICĂRI ALE INSTITUTULUI DE CERCETĂRI MINIERE (I.C.E.M.I.N.)

SIRBU M., ION ION, T. POPA: **Prepararea minereurilor sărace din Bucovina** (Pag. 196—202).

RECENZII

DOCUMENTARE

NOUTAŢI MONDIALE

Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA

REVISTA MINELOR

ANUL VIII — Nr. 4 — APRILIE 1957

СОДЕРЖАНИЕ

ВОГДАН Г.: **Об определении градиента дебита метана в некоторых угольных шахтах РНР.** На основе исследований предпринятых в СССР и других странах, а также работ проведенных в рамках Петрошанского научно-исследовательского института безопасности в горнорудном деле, автор рассматривает с точки зрения выделения метана, существующее положение и дальнейшие перспективы в области предупреждения аварий в шахтах бассейна Долины Жиу. Указывается что дебит метана в шахтах долины Жиу значительно увеличивается с глубиной и может достигнуть около 38 м³/тонну в шахте Лупень и 16 м³/тонну в шахте Петрила. Учитывая перспективы увеличения производительности этих шахт отмечаегся особое внимание, которое необходимо уделить проявлениям метана. Указывается на необходимость перехода на ряде шахт к дренажу метана, что даст таким образом около 20--25 миллионов куб. м метана в год. Градиент дебита метана колеблется в пределах от 0,056 м³/т и м в шахте Петрила, до 0,087 м³/т и м в шахте Лупень. (стр. 157—170).

МИХАИЛА. И. БЕРДАН К., ПАФНОТЕ М. и К. ГРАДИНА: **Исследование энергетического метаболизма при выемке угля.** Отмечая проведенные заграницей работы в области энергетического метаболизма, авторы приводят предпосылки, положенные в основу исследований этого вопроса в нашей стране в бассейне Долины Жиу в двух рабочих местах: выемка камерами в мощном пласте и в сплошной выемке в маломощных пластах.

Установленные величины энергетического метаболизма: при бурении шпуров: 3,4—5,2 ккал/кг тела в час; при крепильных работах: 9,3—11 ккал/кг тела в час; отбивка забойным молотком: 2,00—5,31 ккал/кг тела в час, в зависимости от цоложения в котором работает шахтер; при навалке: 5,2—12 ккал/кг тела в час, в зависимости от высоты рабочего места (наименьшие величины установлены в сплошных забоях с маломощными пластами). Установлено, что метаболизм шахтеров с долголетним стажем почти вдвое меньше, чем у новых рабочих, на той же работе и при тех же условиях труда. Соотношение отдых/усилие в угольной промышленности составляет 1:5—1:8, значительно отличаясь от металлургической (1:1) и нефтяной промышленности (1:2). Расход калорий составляет у шахтеров 2500 кал/8 часов и 2400 кал/8 часов у подручных в сплошных выемках. Средний расход энергии в день составляет 4000—5000 кал/сутки.

Вышеприведенные данные соответствуют результатам, полученным зарубежными исследователями, в особенности в Венгерской Народной Республике. (стр. 170—179).

БЛЮМ И., РОЗЕНБЕРГ М. и БАДАРЭУ А.: **В связи с рядом технико-экономических вопросов обработки и использования бурого угля (лигнита) в РНР (II).** Энергетический институт Академии РНР провел ряд опытов по очистке лигнита. Исходя от лигнита с 30—35% зольностью получен концентрат с 15% зольностью при 70% выходе. Установлено, что при очистке

SUMMARY

BOGDAN GH.: **On gradient determination of the methane debit at some collieries from Rumanian People's Republic.** The author based on the studies undertaken in Soviet Union and in other countries as well as on other workings done at the Research Center for Mining Security at Petroşani ,discusses from the methane rush viewpoint, the today state and future trends as regard the preventing of demages et the Jiu Valley colliery. It shows how the methane debit, from Jiu Valley colliery grows more and more with the depht, reaching about 38 m³/t at Lupeni mine and 16 m³/t at Petrila mine. Having into consideration the growth of the output capacity of these mines, it results the careful attention which must be shown to the methane rush. The author points out the necessity of methane drainage at some mines, getting in this way about 20—25 mil m³ methane per year on areas. The gradient of methane debit varies from 0,056 m³/t at Petrila mine to 0,087 m³/t at Lupeni mine. **(Pag. 157—170).**

MIHĂILA I., BERDAN C., PAFNOTE M. and GRĂDINA C.: **Surveys on energetic metabolism at coal drilling.** After presenting some quatations from the works abroad on energetic metabolism ,the authors report the starting premises of this problem in our country at Jiu Valley colliery at two places of works: the stope in thick stratum and long tunnels in thin strata. The determined values of energetic metabolism are: at drilling operations 3,4—5,2 kcal/kg body/hour; the supporting: 9,3—11 kcal/kg body/hour and the cutting with miner's hammer: 2,00—5,31 kcal/kg body/hour, depending on the worker's position; at loading: 5,2—12 kcal/kg body/hour depending on the height of the place of work (minimum values registered in the long tunnels from the thin strata). Is is seen that the metabolism of older miners is twice less than of newer ones for the same work and in the same working conditions. Pause-ratio: the effort in the coal industry is 1:5—1:8, much different from the metalurgical industry (1:1), oil industry (1:2). The coloric consume is 2 500 cal/8 h at the miners and 3 400 cal/8 h in the stope and 2 200 cal/8 h at the miners and 2 400cal/8 at the helpers in long tunnels. The daily average consum of energy is 4 000—5 300 cal per day. The figures above are similar with these got by the foreign researchers especially the Hungarians. **(Pag. 170—179).**

BLUM I., ROZENBERG M. and BĂDĂRĂU AL.: **Concerned with some technical economic aspects of treatment and beneficiation of lignite from Rumanian People's Republic (II).** Many tests undertaken by the Energetical Institute of Rumanian Academy dealt with lignite dressing. From a lignite with 30--35 percent ash was got a concentrate with 15 perc nt

лигнита влажным способом полезное теплосодержание составляет около 93% при неиспользуемой смеси и около 110% при используемой. При транспорте на расстояние до 200 км при помощи сосответствующих установок более целесообразным является использование сырой лигнитной мелочи. При расстоянии в 200—300 км между сжиганием и предварительной очисткой, существует экономическое равновесие, а при расстоянии свыше 300 км влажная очистка сырой лигнитной мелочи обладает явными преимуществами по сравнению с использованием сырого лигнита как такового. (стр. 180—189).

БАРБУ И.: **Кокс из некоксующихся углей. Влияние увеличения добавки некоксующегося сырого угля и введения коксовой пыли.** Производство брикетного кокса без полукокса является технически возможным, но для достижения высокого качества нуждается в значительных количествах агглютинированного каменного угля. Возможным и экономичным решением вопроса является обезжиривание коксовой пылью, осуществляемое рециркуляцией производственных отходов. Другим преимуществом является выход лишь высококачественного брикетированного металлургического кокса. (стр. 189—191).

МИХАЛЧА Ш.: **Факторы влияющие на цены в угольной промышленности РНР.** В статье отражается советская экономическая политика относительно закономерностей расчета цены угля для каждого бассейна в целях обеспечения постоянной рентабельности угольных предприятий. Отмечается, что цены на уголь не могут быть едиными, а дифференцированными по угольным районам, в зависимости от их особенностей. Автор предлагает и обосновывает установление цены в соотношении с теплотворностью для всех видов твердого топлива, причем расчет теплотворности должен производиться по формуле предложенной Д. И. Менделеевым. (стр. 192—195).

СЫРБУ И., ИОН И. и ПОПА Т.: **Обогащение бедных марганцевых руд из Буковины.** После краткого описания марганца из буковинских месторождений авторы указывают на достигнутые результаты. Руда карбоната марганца содержит 20 — 28% Mn и 28—35% SiO_2. Посредством магнитного отделения получен концентрат с 31—35% Mn и 15—15% SiO_2. Далее промежуточный продукт обрабатывался гравиметрическим способом. Обогащение в плотных средах не дало удовлетворительных результатов, в то время как отсадка допускает 76—80% извлечение Mn. Обогащение мелочи на столах дало удовлетворительные результаты. При обогащении данного типа минерала отмечается увеличение содержания фосфора и постоянство содержания серы.

Руда марганцевой окиси не дала удовлетворительных результатов.

При магнитном отделении, промыванием в плотных средах получен концентрат с 34 — 35% Mn и 13—15% SiO_2 при 76—68% выходе марганца. Обогащение отсадкой дало результаты аналогичные карбонатной руде.

В заключение приводятся следующие технологические схемы:

— Руда карбонатов Mn: дробление до 20 мм и магнитное разделение с последующим грохочением и отсадкой комбинированной с обогащением на столах.

— Руда окисей Mn: дробление до 20 мм и отделение в виде тяжелых взвесей фракции 20 — 3 мм, отсадкой — фракции 3—0,5 мм и на столах — фракции 0,5—0 мм. (стр. 196—202).

ash having a recovery of 70 percent. Many surveys undertaken point out that the lignite dressing by wet process leads to a caloric unit of lignite, recovering about 93 percent as unuseful intermediate products and 110 percent when the intermediate products can be used. It is more profitable the use of slack rough coal for 20 km hauling distance having the machinery provided with; for 200—300 km distance there is an economical equilibrium between the combustion and the previous dressing; for a 300 km distance the dressing of slack rough is more available than the use of slack rough lignite. **(Pag. 180—189).**

BARBU I.: **Coke from non-coking coal** (IV). **The influence of the growth of the rough non-coking coal and the introduction of the coke-dust.** The manufacturing of briquette-coke without semi-coke is possible from technical viewpoint but requires large cantites of agglutinant mineral coal in achieving a superior quality. A practical and economic solution is offered by the degreasing with coke-dust, obtained by the recircuitation of waste materials got by fabrication; which offers too the advantage of a production of metallurgical coke briquette, coke of a superior quality. **(Pag. 189—191).**

MIHALCEA ST.: **The agents contributing at the formation of price in mining industry in Soviet Union** The author presents an aspect of the Soviet economic policy relating to the principles of price calculation of coal for each colliery, concerning the efficiency of mining interprises. It shows the coal prices can not be unique, but different according to the particularities of each region. The author suggests and justifies the formation of price in connection with the caloric power of all solid fuels, the calculation of caloric power being calculated after the formula indicated by D. J. Mendeleev. **(Pag. 192—195).**

SIRBU M., ION I, and POPA T.: **The dressing of poor ore of mangan from Bucovina.** After short reviewing the way mangan is presented in deposits in Bucovina, the authors display the aim of the tests of dressing, reporting the results got. The ores of CO_3Mn have a content of 20—28 percent Mn and 28—35 percent SiO_2 and through magnetic separation was got a concentrate with 31—35 percent Mn and 13—15 percent SiO_2. The intermediate product with 17—25 percent Mn is treated by gravimetric method. The dressing in heavy media has not given satisfactory results and the settling method allows the extraction in Mn of 76—80 percent. The slack material was prepared on vibrating screen giving satisfactory results.

It is observed at the dressing of this kind of ore a growth of phosphore content and the constant maintaining of sulphur content.

The ores of MnO have given satisfactory results at the magnetic separation but by the washing in dense media was got a concentrate with 34—35 percent Mn and 13—15 percent SiO_2 at extraction of Mn of 76—78 percent .The dressing by settling method gave similar results with the carbonate ores.

At the end it adopted the following technological scheduels:

— The use of CO_3Mn: crushing at 20 mm and magnetic separation followed by classification and settling method with concentration on vibrating screen.

— The use of MnO: crushing at 20 mm and separation in heavy suspensions of the 20—3 mm class, by settling method 3—0,5 mm class and concentration on virbating screen of the material 0,5—0 mm. **(Pag. 196—202).**

SOMMAIRE

BOGDAN GH.: **Sur la détermination du gradient du débit du méthane dans quelques mines de charbon de la R.P.R.** Ayant à la base les études faites par l'U.R.S.S. et par d'autres pays, ainsi que les travaux effectués dans le cadre du Centre de Recherches pour la Sécurité Minière de Petroşani, l'auteur examine, au point de vue de l'émanation du méthane, l'état actuel et les perspectives de l'avenir de la prévention des avaries dans les charbonnages de Valea Jiului .On attire l'atention sur le fait que le débit du méthane dans les mines de Valea Jiului croît sensiblement avec la profondeur et peut atteindre environ 38 m³/t au Charbonnage de Lupeni et 16 m³/t au Charbonnage de Petrilla. En tenant compte de la perspective d'augmentation de la capacité de production de ces mines, il en résulte la grande attention qu'on doit accorder aux émanations de méthane. L'auteur souligne la nécésité du drainage du méthane dans quelques mines, en obtenant ainsi à la surface environ 20—25 millions m³ méthane par an. Le gradient du débit du méthane varie de 0,056 m³/t et m. au Charbonnage de Petrila à 0,087 m³/t et m au Charbonnage de Lupeni. **(Page 157—170).**

MIHAILA I., C. BERDAN, M. PAFNOTE et C. GRADINA: **Recherches sur le métabolisme énérgétique dans les travaux de l'extraction du charbon.** Après avoir cité les publications étrangères sur le métabolisme énergétique, les auteurs indiquent les prémises qui ont servi comme points de départ dans l'étude de ce problème dans le bassin charbonnier de Valea Jiului et qui ont été: un chantier d'abatage d'une exploitation par tranches plates en couche épaisse et un chantier d'abatage à longue taille en couche mince. Les valeurs du métabolisme énergétique qu'on a déterminées sont: dans la perforation: 3,4—5,2 kcal/kg — corps heure; au soutènement: 9,3—11 kcal/kg — corps-heure; au dépilage à marteau piqueur: 2,00—5,31 kcal/kg — corps-heure suivant la position du corps du mineur; au chargement: 5,2—12 kcal/kg. corps-heure suivant la hauteur du pelletage (les valeurs minima ont été enrégistrées dans les chantiers à longues tailles en couches minces) .On a pu constaté que le métabolisme des anciens mineurs est jusqu'à deux fois inférieur à celui des travailleurs récemment engagés, dans les mêmes opérations et dans des conditions de travail identiques. Le rapport repos: effort dans l'industrie charbonnière est de 1:5 jusqu'à 1:8, ce qui présente une grande différence avec celui de l'industrie métallurgique (1:1) et de l'industrie pétrolière (1:2). La consommation de calories est de 2500 cal/8 heures chez les mineurs et 3400 cal/8 heures chez les aides-mineurs dans les tranches plates et de 2200 cal/8 heures respectivement 2400 cal/8 heures dans les chantiers à langue taille. La consommation journalière moyenne d'énergie est de 4500—5300 cal/jour. Les données ci-dessus sont similaires à celles obtenues par les chercheurs etrangers, spécialement par ceux de la R. P. Hongroise. **(Page 170—179).**

BLUM I., M. ROSENBERG et AL. BADARAU: **Sur quelques aspects techniques et économiques de la préparation et de la valorification du lignite de la R.P.R. (II).** Une série de recherches effectuées par l'Institut de l'Energétique de l'Académie de la R.P.R. ont eu pour but l'épuration du lignite. En partant d'un lignite à une teneur en cendre de 20—25%, on a obtenu un concentré avec 15% cendre à une récupération de 70%. Des recherches ont démontré que par l'épuration du lignite par voie humide on récupère le contenu calorifique utile du lignite dans une proportion de 93% comme produits

INHALT

BOGDAN GH.: **Über die Festlegung des Gradients der Methanmenge in einigen Kohlengruben der R.V.R.** Auf Grund der in der U.d.S.S.R. und in anderen Ländern sowie im Rahmen der Forschungsstelle für Bergsicherheit von Petroşani über Grubengasausbrüche durchgeführten Versuche, untersucht der Verfasser das heutige Stadium sowie die Aussichten der in den Kohlengruben von Valea Jiului anzuwendenden Verhütungsmassnahmen. Es wird gezeigt, dass die in den Kohlengruben von Valea Jiului festgestellte Methanmenge sichtbar mit der Grubenteufe steigt; diese Methanmenge kann z.B. in der Kohlengrube Lupeni 38 m³/t und in der Kohlengrube Petrila 16 m³/t erreichen. Die geplante Produktionssteigerung bei diesen Bergwerken erfordert eine besondere Aufmerksamkeit, die man dieser Probleme verleihen soll. Der Verfasser hebt die Notwendigkeit der Grubengasdränierung in einigen von diesen Kohlengruben hervor, was eine Methanmenge von 20—25 Millionen m³ an der Tagesoberfläche heraufördern würde. Der Gradient der Methanmenge schwankt von 0,056 m³/t und m in der Kohlengrube Petrila bis 0,087 m³/t und m in der Kohlengrube Lupeni. **(Seite 157—170).**

MIHAILA I., C. BERDAN, PAFNOTE M., und GRADINA C.: **Untersuchungen über den energetischen Metabolismus bei der Gewinnungsarbeit der Kohle.** Nach einer Zusammenstellung der im Ausland über den energetischen Metabolismus durchgeführten Arbeiten, werden die örtlichen Verhältnisse, bei denen diese Untersuchungen in dem Kohlenbecken von Valea Jiului stattgefunden haben, beschrieben und nämlich: ein Kammerbau in mächtiger Schicht und ein Strebbau in einem dünnen Flöz. Die festgestellten Werte des energetischen Metabolismus waren: bei der Bohrarbeit: 3,4—5,2 kcal/kg — Körper-Stunde; beim Ausbau: 9,3—11 kcal/kg — Körper-Stunde; bei der Gewinnungsarbeit mit dem Abbauhammer: 2,00—5,31 kcal/kg-Körper-Stunde, abhängig von der Lage des Arbeitenden; bei der Ladearbeit: 5,2—12 kcal/kg-Körper-Stunde, abhängig von der Schaufelhöhe (die minimalen Werte wurden in den Strebbauen der dünnen Flöze festgestellt). Man stellt fest, dass der Metabolismus der alten Bergleute, bei derselben Arbeit und Arbeitsbedingung, fast zweimal geringer als der der Neuangestellten ist. Das in der Bergbauindustrie auf 1:5 bis 1:8 gemessene Verhältnis Ruhe-Anstrengung ist von dem in der Hütten- (1:1) und Erdölindustrie (1:2) festgestellten stark unterschieden. Der Kalorieverbrauch beträgt 2500 Kal/8 St. bei dem Bergmann und 3400 Kal/8 St. bei dem Hilfsarbeiter in dem Kammerbau und 2200 Kal/8 St. bezw. 2400 Kal/8 St. im Strebbau. Der mittlere tägliche Energieverbrauch wird auf 4000—5300 Kal/Tag geschätzt. Die obigen Angaben stimmen mit den ausländischen, besonders von ungarischen Forschern erzielten Ergebnissen überein. **(Seite 170—179).**

BLUM I., ROSENBERG M., und BADARAU Al.: **Über einige technischen und wirtschaftlichen Probleme bei der Aufbereitung und Veredelung der rumänischen lignitischen Braunkohlen (II).** Eine Reihe von im Rahmen des Energetischen Instituts der Akademie der R.V.R. durchgeführten Versuchen hatten die Reinigung der lignitischen Braunkohle bezweckt. Ausgehend von einem Lignit mit 30—35% Aschengehalt, hat man ein Konzentrat mit 15% Asche bei einer Rückgewinnung von 70% erzielt. Die Untersuchungen ergaben, dass der nützliche Heizwert des Lignits durch die Reinigung auf nassem Wege in der Höhe von 93 als unnutzbares Mischprodukt und 110%,

mixtes inutilisables et environ 110% quand les produits mixtes peuvent être utilisés. Jusqu'à une distance de transport de 200 km, l'utilisation comme tel du charbon fin est plus avantageuse, s'il existe des installations adéquates; pour les distances entre 200 et 300 km il résulte un équilibre économique entre l'utilisation du charbon comme tel et l'épuration préalable; pour des distances dépassant les 300 km, l'épuration par voie humide du lignite fin est nettement avantageuse par rapport à l'utilisation comme tel du tout venant. **(Page. 180—189).**

BARBU I.: **Le coke obtenu des charbons incoksifiables (V). L'influence de l'augmentation de l'addition de charbon incoksifiable cru et de l'introduction de la poudre de coke.** La fabrication du coke en briquettes sans addition de semi-coke est possible au point de vue technique mais exige des grandes quantites de houille agglutinante pour réaliser une qualité supérieure. Une solution possible et économique est offerte par le dégraissage avec de la poudre de coke, réalisé par la remise en circulation des déchets provenus de la fabrication; cette solution presente aussi l'avantage de la possibilité d'une production exclusive de coke métallurgique en briquettes de haute qualité. **(Page. 189—191).**

MIHALCEA ST.: **Les facteurs contribuant à la formation du prix du charbon dans l'industrie minière de l'U.R.S.S.** L'auteur présente un aspect de la politique économique soviétique concernant les principes de calculation des prix du charbon pour chaque bassin, ayant pour but d'assurer la rentabilité continuelle des charbonnages. Le prix du charbon ne peut pas être unique; il doit être établi en tenant compte des particularités de chaque région. L'auteur propose et justifie l'établissement du prix de tous les combustibles solides en rapport avec leur pouvoir calorique dont la calculation doit être effectuée avec la formule de D. I. Mendeleev. **(Page 192—195).**

SIRBU M., I. ION et T. POPA: **La préparation des minerais pauvres de manganèse de Bucovina.** Après une courte analyse du mode de présentation du minerai de manganèse dans les gisements de Bucovina, les auteurs expliquent le but des recherches effectuées dans la préparation des minerais en exposant aussi les résultats obtenus. Les carbonates de manganèse ont un contenu de 20—28% Mn et 28—35% SiO_2 et par la séparation magnétique on a obtenu un concentré à 31—35% Mn et 13—15% SiO_2. Les produits intermédiaires à 17—25% Mn sont traités ensuite par la méthode gravimétrique. La préparation par liquides denses n'a pas donné des résultats satisfaisants et le setzage permet une extraction de Mn de 76—80%. Le produit fin a été séparé sur la table de concentration avec des résultats satisfaisants. A la préparation de ce type de minerai on a pu constaté une augmentation de la teneur en phosphore et le maintien constant de la teneur en soufre. Les oxydes de manganèse n'ont pas donné des résultats satisfaisants à la séparation magnétique, mais par le lavage en liquides denses on a pu obtenir un concentré à 34—35% Mn et 13—15% SiO_2 à une extraction de Mn de 76—78%. La préparation par setzage a donné des résultats similaires avec ceux des carbonates. A la fin on est arrivé au suivant schéma de processus technologique:

— Les carbonates de manganèse: broyage à 20 mm et séparation magnétique suivie de classement et setzage combiné avec la concentration sur la table.

— Les oxydes de manganèse: broyage à 22 mm et séparation par liquides denses de la classe 20—3 mm, par setzage de la classe 3—0,5 mm et par table de concentration du produit fin 0,5—0 mm. **(Page 196—202).**

wenn die Möglichkeit besteht das Mischprodukt zu benutzen, zurückgewonnen wird. Es ist vorteilhafter die lignitische Feinbraunkohle bis zu einer Entfernung von 200 km in rohem Zustande zu benutzen, wenn entsprechende Verbrauchsanlagen zur Verfügung stehen; bei Entfernungen von 200 bis 300 km besteht ein wirtschaftliches Gleichgewicht zwischen der Verbrennung in rohem Zustand und dem Verbrauch der zu diesem Zwecke gereinigten Kohle; bei Entfernungen über 300 km ist aber die Reinigung der rohen lignitischen Braunkohle auf nassem Wege vorteilhalter als die Benutzung der Kohle in rohem Zustand. **(Seite 180—189).**

BARBU I.: **Koks aus nichtkokender Kohle (V). Der Einfluss der Steigerung der Zusatzmenge von roher nichtkokender Kohle und der Einmischung von Kokspulver.** Die Herstellung des Koksbriketts ohne Zusatz an Halbkoks ist aus technischen Gesichtspunkten möglich, verlangt aber grosse Mengen an verdickende Steinkohle für die Erzielung einer hohen Qualität .Eine wirtschaftliche Lösung wäre das Entfetten mittels Kokspulver, was durch die Wiederbringung der Abfälle des Herstellungssprozessez in den Kreislauf verwirklicht werden kann. Diese Methode bietet ebenfalls die Möglichkeit einer ausschliessenden Herstellung von hochqualitativen Koksbriketten, was als vorteilhaft anzusehen ist. **(Seite 189—191).**

MIHALCEA ST.: **Die preisbildenden Faktoren in der Bergbaukohlenindustrie der U.d.S.S.R.** Der Verfasser legt die in der Sowjet-Union für die Erhaltung einer dauernden Rentabilität der Kohlenbergwerke bei der Preisberechnung der Kohle zu Grunde legenden Prinzipien dar. Es wird gezeigt, dass die Kohlenpreise nicht einheitlich sein dürfen; sie sollen vielmehr an die Eigentümlichkeiten jedes Gebiets angepasst werden .Der Verfasser macht den Vorschlag, dass man sich bei der Preisfestlegung aller festen Brennstoffe nach ihrem Heizwert richten muss, was als berechtigt anzusehen sein mag. Der Heizwert sollte in diesem Falle mit der von D. I. Mendeleev vorgeschlagenen Formel berechnet werden **(Seite 192—195).**

SIRBU M., ION I. und POPA T.: **Die Aufbereitung der armen Manganerze der Bukowina.** Nach einer kurzen Darstellung der Vorkommenformen der Manganerze in den Lagerstätten der Bukowina, werden die Gegenstände der Aufbereitungsversuche und die Versuchsergebnisse angegeben. Die Manganspate weisen einen Gehalt von 20—28% Mn und 28—35% SiO_2 auf; durch magnetische Scheidung konnte man ein Konzentrat mit 31—35% Mn und 13—15% SiO_2 erzielen. Das Zwischenprodukt mit 17—25% Mn behandelte man weiter auf gravimetrischem Wege. Die Aufschlämmung erwies sich als nicht zufriedenstellend und die Setzarbeit gestattete einen Manganaustrag zu 76—80%. Das Feinmaterial wurde einer Herdaufbereitung mit befriedingenden Ergebnissen unterzogen. Bei der Aufbereitung dieser Erzsorte kann man eine Steigerung des Phosphor — sowie eine Erhaltung des Schwefelgehaltes beobachten. Bei der Aufbereitung der Manganoxyde erzielte man keine zufriedenstellenden Ergebnisse, durch magnetische Scheidung, konnte man aber durch Aufschlämmung ein Konzentrat mit 34—35% Mn und 13—15% SiO_2 bei einem. Mnganaustrag zu 76-78% bekommen. Die Setz aufbereitung der Manganoxyde gab dieselben Ergebnisse wie bei den Manganspaten. Schliesslich kam man zu folgenden Schemen:

— Bei den Manganspaten: Zerkleinerung auf 20 mm, magnetsiche Scheidung, Klassierung und Setzarbeit kombiniert mit Herdsortierung.

— Bei den Manganoxyden: Zerkleinerung auf 20 mm und Aufschlämmung für die Klasse 20—3 mm, Setzarbeit für die Korngrösse 3—0,5 mm und Herdanfbereitung für das Material unter 0,5 mm. **(Seite 196—202).**

Asupra determinării gradientului debitului de metan la unele mine de cărbuni din R.P.R. *)

Conf. ing. **Gh. P. Bogdan**

Coborîrea lucrărilor de exploatare în unele mine din ţara noastră, la adîncimi din ce în ce mai mari, a adus pe primul plan al preocupărilor tehnice miniere problema emanaţiilor de metan.

Pe măsura creşterii adîncimii, s-au înregistrat, pe de o parte, creşteri importante în debitul de emanaţii ale metanului, iar, pe de altă parte, apariţia unor manifestări cu caracter eruptiv.

Lăsînd pentru un moment la o parte minele din Banat, ne vom referi în lucrarea de faţă, la minele din bazinul carbonifer din Valea Jiului, care, ţinînd seama de unele manifestări produse în cursul anului 1956, se află tocmai într-o etapă de trecere de la un regim la altul, în ce priveşte modul de degajare a metanului.

Pentru stabilirea cît mai completă a condiţiilor în care se produc erupţiile de gaze, cu scopul de a elabora în cele din urmă măsurile de prevenire a acestor manifestări ale gazelor, sînt necesare studii amănunţite şi de durată.

Unul din primele obiective ale studiilor şi cercetărilor ce trebuie întreprinse pentru lămurirea acestor probleme, în lumina cercetărilor efectuate în ultimul deceniu în U.R.S.S. şi alte ţări, este acela de a determina *gradientul debitului de metan,* în raport cu deplasarea mai spre adîncime a lucrărilor miniere.

Problema se pune, în egală măsură, atît pentru o mină în funcţiune, cît şi pentru una în curs de proiectare.

În cele ce urmează vom face cîteva observaţii, în problema evaluării gradientului debitului de metan, la unele mine din Valea Jiului, urmînd ca, pe baza indicilor stabiliţi, să încercăm a estima debitele posibile ale emanaţiilor de metan, la orizonturile ce se vor deschide în viitor în aceste mine.

În orice caz, trebuie să remarcăm de la început că studiile şi cercetările întreprinse în alte ţări permit astăzi neîndoielnic o prognoză cu aproximaţii suficiente ale debitelor de gaze, astfel încît în nici o mină să nu se mai lucreze la voia întîmplării, ci pe baza unor date orientative, care să ne conducă în mod sigur la evitarea unor accidente şi avarii.

Din numeroasele studii şi cercetări întreprinse în alte ţări, s-a definit ca *gradient al debitului de metan* H_m, distanţa pe verticală căreia îi corespunde o creştere a *debitului relativ de metan q,* egală cu 1 m³/t de cărbune extras în 24 de ore.

Gradientul se măsoară în metri.

Asupra acestei mărimi, acad. Skocinski arată, în lucrarea sa „Aerajul minier", că ea diferă de la zăcămînt la zăcămînt, dar că pretutindeni, începînd de la limita inferioară de difuziune a metanului, ritmul de creştere a debitului de metan este în general uniform şi aproximativ proporţional cu adîncimea.

Această dependenţă funcţională între adîncime şi debitul relativ de metan pentru diferite zăcăminte de cărbuni a fost stabilită de Institutul de hidrodinamică al Academiei de Ştiinţe a U.R.S.S. şi a condus la elaborarea unei formule matematice de proporţionalitate, pe baza căreia se poate *evalua cu titlu de orientare* debitul de metan pentru orizonturi mai adînci.

Această relaţie are forma:

$$q \cong q_0 + \frac{H - H_0}{H_m}, \qquad (1)$$

în care: q este debitul relativ de metan al minei, la adîncimea H metri de la suprafaţă, măsurat în m³ metan pe tona de producţie normală, în 24 ore; q_0 — debitul relativ de metan, determinat la o adîncime anumită $H_0 < H$; H_m — gradientul debitului de metan din mina respectivă.

În lucrarea citată mai sus se mai dau următoarele indicaţii importante:

— debitul relativ al metanului, determinat cu ajutorul relaţiei (1), trebuie considerat ca o evaluare *orientativă* şi el urmează a fi corectat şi recalculat de fiecare dată cînd se execută măsurătorile de debit, pe durata lucrărilor mi-

*) Pentru discuţie (N. R.).

niere (conform NTS, aceste măsurători se execută de 2 ori pe an) ;

— în cazul unui zăcămînt ce nu se află în exploatare, evaluarea debitului relativ de gaze pentru diferite adîncimi se poate realiza, fie prin metoda carotajului de gaze, la sondele de explorare, fie prin analogie cu minele învecinate.

In lucrările sovietice sînt indicate, între altele, cercetările executate în U.R.S.S. pentru stabilirea debitului relativ de gaze, cît şi ale gradientului de emanaţii ale metanului, prin aplicarea relaţiei (1).

Lidin observă că relaţia (1) nu este valabilă decît începînd de la adîncimea la care, într-un zăcămînt oarecare, începe zona de difuziune a metanului în rocile acoperitoare.

Aşadar, pentru aplicarea relaţiei (1) este necesar ca, în prealabil, să se determine, printr-una din metodele cunoscute, limita zonei de difuziune a metanului.

Din aceste observaţii rezultă că valabilitatea relaţiei (1) începe din momentul cînd H_0 se confundă cu adîncimea zonei de difuziune a metanului, care variază de la zăcămînt la zăcămînt.

In ce priveşte fixarea limitei de difuziune a metanului, operaţie fundamentală deci, atunci cînd se execută atari cercetări, ea poate fi făcută pe două căi :

1) fie prin sonde de explorare şi carotaj de gaze ;

2) fie prin lucrări de exploatare, cu efectuare de măsurători pentru determinarea debitului relativ de gaze.

Lidin mai arată, pe baza a numeroase cercetări, pentru studiul şi determinarea zonelor de gaze (zonele Lidin, fig. 1), că se poate con-

Suprafaţa	Natura gazului
Zona I	$CO_2 + N_2$
Zona a II-a	N_2
Zona a III-a	$N_2 + CH_4$
Zona a IV-a	CH_4

Fig. 1. Schiţă teoretică cu zonele lui Lidin.

sidera, fără a face o eroare prea mare, că limita de difuziune a metanului începe pentru orice zăcămînt, de la nivelul la care debitul relativ de metan stabilit prin una din cele două metode arătate atinge 2 m³/t.

Pentru a aplica relaţia (1), se observă că avem nevoie de două puncte, la două adîncimi diferite, pentru care, determinînd cîte o pereche de valori pentru q şi H, vom putea calcula imediat pe H_m, gradientul metanului, din relaţia :

$$H_m = \frac{H_1 - H_0}{q_1 - q_0} \qquad (2)$$

dedusă din relaţia (1).

De îndată ce am determinat gradientul de variaţie al emanaţiilor de metan H_m, se poate calcula şi adîncimea la care începe zona de difuziune a metanului, ţinînd seama că la acest nivel avem $q \cong 2$ m³/t, cu relaţia :

$$H_z = H_0 - H_m (q_0 - q_z) \qquad (3)$$

în care : H_z este adîncimea zonei de difuziune a metanului ; H_0 — adîncimea orizontului pentru care am determinat pe q_0; q_z — debitul relativ de metan la limita zonei de difuziune la care avem $q \cong 2$m³/t ; q_o — debitul relativ de metan la adîncimea H_0.

Pentru determinarea limitei de difuziune a metanului se mai obişnuieşte şi aplicarea unei metode grafice foarte simple (fig. 2).

In profilul stabilit pentru orizonturile limitei ce se studiază, pe verticala *AB* se măsoară cele două orizonturi pentru care s-au efectuat măsurătorile de debit, la o scară convenabilă.

Se înscriu apoi debitele q_0 şi q_1 pe perpendicularele *CD*, respectiv *EF*. Dreapta *FD* este curba de variaţie a debitului relativ de gaze, conform ecuaţiei (1).

Prelungind dreapta *FD*, ea va întîlni verticala *A'B'*, care reprezintă debitul relativ de metan $q_z \cong 2$ m³/t, în punctul *Z*.

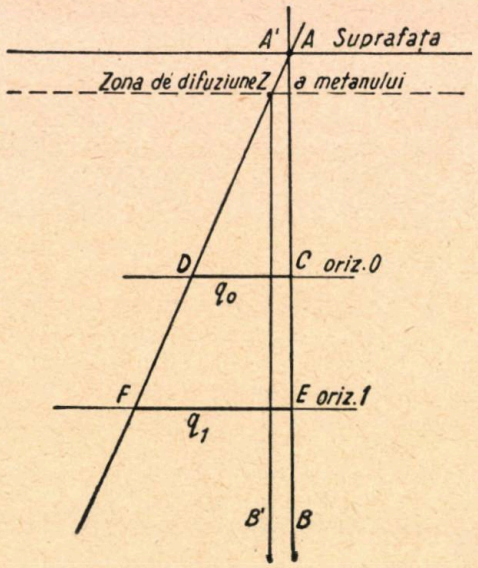


Fig. 2. Determinarea grafică a adîncimii zonei de difuziune a metanului.

Orizontala ce trece prin punctul *Z* reprezintă limita de difuziune a metanului, iar segmentul *A'Z*, valoarea adîncimii acestei zone.

A. Determinarea gradientului de debit al metanului la cîteva mine de cărbuni din Valea Jiului

Bazaţi pe considerentele de mai sus vom încerca să determinăm gradientul de variaţie al debitului de metan, pentru cîteva mine din Valea Jiului.

In acest scop, vom folosi atît indicaţiile date de Skocinski şi Lidin, în lucrările citate, cît şi măsurătorile efectuate în cursul anului 1955, de către Centrul de cercetări pentru securitate minieră din Petroşani.

Metoda de investigaţie folosită de noi este numai orientativă, dar datele pe care ni le furnizează sînt situate în anumite limite sigure, astfel încît ea constituie o bază suficientă pentru unele concluzii.

S-a văzut că, pentru aplicarea formulei (1), sînt necesare două determinări de debit, la două orizonturi diferite ale minei în studiu.

In momentul de faţă nu posedăm decît o singură determinare, pentru un singur orizont. Totuşi, este absolut necesar să putem face, de pe acum şi cu o aproximaţie suficientă, o încercare de estimare a cuantumului de emanaţii ale metanului pentru orizonturile viitoare ale minelor, avînd în vedere tocmai urgenţa pe care o impun manifestările cu caracter eruptiv ce s-au produs în două mine din Valea Jiului în cursul anului 1956.

Mina Petrila. Pentru această mină s-a determinat la orizontul XI, la o adîncime de 406 m de la suprafaţă, un debit relativ de metan $q \simeq 15{,}8$ m³/t.

La această valoare a debitului relativ de metan, înseamnă că mina Petrila se află în zona a IV-a a lui Lidin, deci în zona în care este valabilă relaţia (1).

Intrucît în trecut nu s-au făcut măsurători de acest gen şi nici nu s-au executat carotaje de gaze, nu ne este cunoscută valoarea H_z, adică adîncimea zonei de difuziune a metanului şi nici n-o putem determina direct.

Pe aceleaşi considerente nu putem evalua gradientul debitului de metan, nici prin metoda directă şi nici prin analogie cu alte mine din ţară, deoarece lipsesc datele elementare pentru aplicarea metodei.

Socotim însă că, bazaţi pe singura observaţie ce ne stă la dispoziţie, vom putea evalua, *între anumite limite* în care se desfăşoară posibil variaţiile de metan în această mină, cei doi parametri necesari, H_z şi H_m.

Din tabela XI, de la pag. 62, a lucrării „Aerajul minier" de Skocinski, se observă că zona de difuziune a metanului, în cele patru bazine indicate, corespunde la adîncimi cuprinse între 100—200 m, afară de bazinul Ruhr, pentru care acest nivel este situat între 200—300 m.

Luînd în consideraţie această observaţie, vom analiza situaţia din mina Petrila, în ipoteza că limita de difuziune a metanului s-ar afla situată tot între 100 şi 200 m adîncime şi apoi vom examina comparativ rezultatele, ţinînd seama şi de unele date ale experienţei miniere obţinută la minele din Valea Jiului.

In această ipoteză şi ţinînd seama de relaţia (2) vom avea :

$$H_m = \frac{H_0 - H_z}{q_0 - q_z}, \qquad (4)$$

în care :

$H_0 = 406$ m

$H_z = 100,\ 150,\ 160,\ 170,\ 180,\ 190,\ 200$ m

$q_0 = 15{,}8$ m³/t

$q_z = 2{,}0$ m³/t

Calculînd cu aceste valori, s-au obţinut datele din tabela 1 :

Tabela 1

H_z [m]	H_m [m]
100	22,1
150	18,5
160	17,8
170	17,1
180	16,3
190	15,6
200	14,9

Tabela 2

Orizontul	H [m]	Debitul relativ de CH_4 ce corespunde diferitelor niveluri ipotetice ale zonei de difuziune a metanului [m³/t]						
		100 m	150 m	160 m	170 m	180 m	190 m	200 m
IV	186	5,9	3,9	3,4	2,9	2,3	1,7	1,1
V	219	7,4	5,7	5,3	4,9	4,3	3,9	3,2
VI	239	8,2	6,8	6,5	6,0	5,6	5,1	4,6
VII	269	9,6	8,4	8,1	7,8	7,4	7,0	6,6
VIII	299	11,0	10,0	9,8	9,5	9,3	9,0	8,6
IX	329	12,3	11,8	11,5	11,3	11,1	10,9	10,6
X	359	13,9	13,3	13,2	13,0	13,0	12,0	12,0
XA	389	15,0	14,8	14,8	14,8	14,8	14,8	14,7
XI	406	15,8	15,8	15,8	15,8	15,8	15,8	15,8
XB	422	16,5	16,7	16,7	16,7	16,8	16,9	16,9
XII	456	18,1	18,5	18,6	18,7	18,9	19,0	19,2
XIII	506	20,3	21,2	21,5	21,6	22,0	22,0	22,5
XIV	556	22,6	23,9	24,4	24,6	25,0	25,4	25,9
XV	606	24,9	26,6	27,0	27,5	28,0	28,6	29,2

Cu aceste valori *ipotetice* ale celor doi parametri, în orice caz *posibile,* am efectuat calculul debitului relativ de metan, pentru diferitele orizonturi ale minei Petrila. Rezultatele obținute sînt înscrise în tabela 2.

Din tabela 2, care dă debitele relative de metan la diferitele orizonturi, în ipoteza făcută, rezultă următoarele:

1) Datele sînt numai orientative; datele reale vor fi definitiv stabilite cu ocazia celei de-a doua măsurători de debit relativ ce va fi executată.

2) În tabelă se poate observa că, între limitele de adîncime 150 și 170 m, la orizonturile XA, XI și XB, debitul relativ de metan este constant pentru același orizont, în toate ipotezele făcute (H_z=150 m, H_z=160 m, H_z=170 m).

În același timp se observă că, pentru oriz. XII, actualmente în deschidere, diferențele între debitele calculate, în ipoteza făcută, sînt neglijabile (0,1 m³/t).

Aceste constatări ne conduc la concluzia că, pentru zăcămîntul din mina Petrila, limita zonei de difuziune a metanului, la care $q \cong 2$ m³/t, se află la o adîncime cuprinsă între 150 și 170 m de la suprafață.

3) La orizontul XII, în deschidere, potrivit tabelei 2, se prevăd emanații de metan cu un debit cuprins între 18 și 19 m³/t.

4) Se pot considera ca valori apropiate de realitate, următoarele:

a) Pentru adîncimea zonei de difuziune a metanului, acolo unde debitul relativ de emanații este de 2 m³/t, o cifră cuprinsă între 150 și 170 m.

b) La acest nivel corespunde un gradient (H_m) al emanațiilor de metan, cuprins între 17 și 19 m.

c) Pentru orizonturile viitoare se pot prevedea următoarele debite relative de metan:

Pentru orizontul XII	$q \cong$ 18—19 m³/t;
Pentru orizontul XIII	$q \cong$ 21—22 m³/t;
Pentru orizontul XIV	$q \cong$ 23—25 m³/t;
Pentru orizontul XV	$q \cong$ 26—28 m³/t;

Rămîne ca prima măsurătoare de debit relativ ce se va executa să aducă corecțiile eventuale la aceste date, evaluate prin metoda indicată.

5) De asemenea, este de observat și faptul că prin aplicarea relației (1) se poate reconstitui cu aproximație și trecutul emanațiilor de metan la o mină în funcțiune, la care pînă în prezent nu s-au făcut nici un fel de determinări, cum este cazul cu minele noastre de cărbuni.

Astfel, pentru mina Petrila putem considera că variația debitului de metan în orizonturile exploatate, a fost următoarea:

La orizontul IV	$q \cong$ 2—4 m³/t;
La orizontul V	$q \cong$ 4—5 m³/t;
La orizontul VI	$q \cong$ 6—7 m³/t;
La orizontul VII	$q \cong$ 7—9 m³/t;
La orizontul VIII	$q \cong$ 9—10 m³/t;
La orizontul IX	$q \cong$ 11—12 m³/t;
La orizontul X	$q \cong$ 13—14 m³/t;
La orizontul X A	$q \cong$ 14—15 m³/t;
La orizontul XI	$q \cong$ 15,8 m³/t.

Analizînd aceste date, se poate stabili, potrivit clasificării minelor — din punct de vedere al emanațiilor de metan, că mina Petrila a trecut prin următoarele faze:

Categoria I (0—5 m³/t CH_4). De la suprafață pînă la oriz. V.

Categoria aII-a (5—10 m³/t CH_4). De la oriz. V pînă la oriz. VII inclusiv.

Categoria aIII-a (10—15 m³/t CH_4). De la oriz. VIII pînă la oriz. X inclusiv.

Categoria aIV-a (q>15 m³/t CH_4). De la oriz. X A în jos

Se vede de aici că îndată ce debitul relativ de gaze a trecut peste 15 m³/t, puteam să ne așteptăm în mina Petrila la apariția unor manifestări deosebite ale metanului, fie sub forma de suflătoare, fie sub forma netă a unor erupții.

În această privință, este de observat pentru mina Petrila că ea n-a trecut prin faza emanațiilor sub formă de suflătoare, ci sub forma unei erupții fără nici un fel de avertisment (cazul din 30 iunie 1956).

Faza intermediară a emanațiilor de metan, sub forma de suflătoare, ar fi fost normală, pentru mina Petrila dacă se ține seamă de tectonica foarte frămîntată a stratelor de cărbuni din acest zăcămînt.

În acest caz, faptele arată că într-o mină evoluția emanațiilor de metan poate trece direct la o fază eruptivă, fără a se mai înregistra o fază de suflătoare.

Este probabil că această situație să se datoreze exclusiv unuia din numeroșii parametri ce determină una sau cealaltă formă a emanațiilor și anume permeabilitatea rocilor ce închid stratele de cărbune. Faptul rămîne a fi studiat, pentru a i se găsi o explicație mulțumitoare.

6) Din analiza tabelei 2 se mai desprinde încă o observație interesantă, anume că trecerea debitului relativ de emanații, peste limita de 15 m³/t, s-a făcut la mina Petrila între orizonturile XA și XI, la o adîncime de aproximativ 400 m, iar erupția de metan din 30.VI.1956 s-a produs la o adîncime de 456 m de la suprafață, în lucrările de deschidere de la orizontul XII, deci cu cca. 56 m mai jos de orizontul la care mina a trecut în categoria IV, în ce privește emanațiile de metan.

La data cînd s-a produs erupția, lucrările de exploatare se aflau între orizonturile X și XI, în stratele acoperitoare și aproximativ la nivelul orizontului X, în stratul 3.

Orizontul XI forma orizontul de bază al minei Petrila la data erupției, cît și în anul 1955 cînd s-au executat măsurătorile de debite.

7) Dacă se cercetează raportul în care stă gradientul de creștere a debitului de metan, cu înclinarea stratelor din mina Petrila, se observă că nu există nici o contradicție. Într-adevăr, înclinarea medie a stratelor de cărbune din mina Petrila este, începînd de la orizontul IX în jos, de ordinul a 70°, la care corespunde în general un gradient mai ridicat (17—19 m, așa cum a fost determinat pentru această mină), adică o creștere mai lentă a debitului de metan, în funcție de adîncime.

Totuși, este de remarcat că, în comparație cu alte bazine străine, de exemplu Donbass (în care H_m mediu este de 30 m) și Kuzbass $H_m \cong 25$m), mina Petrila arată o creștere mai rapidă a emanațiilor de metan, ceea ce este confirmat și de realitate.

Mina Lupeni. La această mină s-a determinat, prin măsurători efectuate în cursul anului 1955, un debit relativ de metan $q \cong 23$ m³/t, lucrările de exploatare aflîndu-se între orizonturile 650/480 (orizontul 480 fiind orizontul de bază).

Avînd în vedere că la orizontul 565 al acestei mine, s-a manifestat un suflător puternic de metan, în galeria transversală pornită de la puțul orb „Centru", pe cînd frontul de înaintare se afla în acoperișul stratului *5* și că acest suflător a constituit prima manifestare eruptivă în mina Lupeni, putem considera că la acel orizont, debitul relativ de metan era trecut de 15 m³/t, adică mina trecuse încă de atunci în categoria IV-a.

Vom considera orientativ la orizontul 565 un debit

$$q \cong 15{,}5 \text{ m}^3/\text{t}$$

și prin aceasta avem cunoscute două orizonturi.

Vom aplica metoda grafică de construire a dreptei ce reprezintă variația debitului de metan (fig. 3).

În figură avem:

$$\overline{AA'} = 23{,}0 \text{ m}^3/\text{t};$$

$$\overline{BB'} = 15{,}5 \text{ m}^3/\text{t};$$

$$\overline{CC'} = 2{,}0 \text{ m}^3/\text{t};$$

$$\overline{A'B'} = 565 - 480 = 85 \text{ m};$$

Măsurînd pe figură, la scările alese, găsim:

$$\overline{A'C'} = 246 \text{ m};$$

$$\overline{A'D} = 260 \text{ m};$$

din care se deduc cotele respective:

726 m, cota limitei de difuziune a metanului;

740 m, cota suprafeței.

Din aceste date rezultă că adîncimea zonei de difuziune a metanului, la mina Lupeni, în ipoteza făcută, este:

$$H_z = 740 - 726 \cong 14 \text{ m}$$

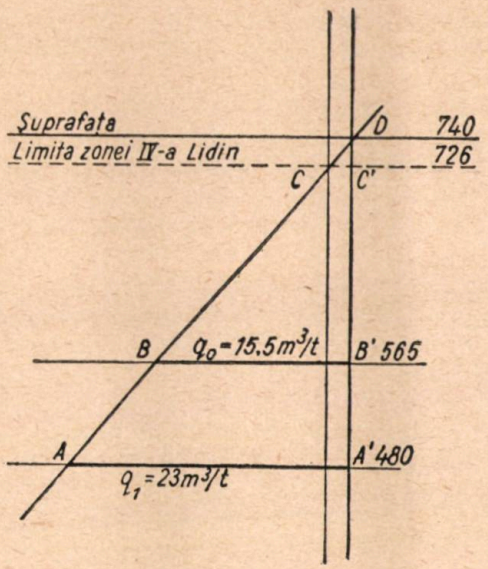


Fig. 3. Determinarea grafică a limitei zonei de difuziune a metanului la mina Lupeni.

În același timp, gradientul de creștere a debitului de metan este:

$$H_m = \frac{H_{480} - H_{565}}{q_{480} - q_{565}} = \frac{260 - 175}{23 - 15{,}5} = \frac{85}{7{,}5} \cong 11{,}3 \text{ m}$$

În această situație, variația debitului de metan la mina Lupeni este indicată în tabela 3:

Tabela 3

Orizontul	H [m]	q [m³/t]
700	40	4,3
650	90	8,7
565	175	15,5
540	200	18,4
520	220	20,2
480	260	23,0
400	340	30,8
320	420	37,9

Din considerațiile de mai sus, cît și din datele cuprinse în tabela 3, în ipoteza făcută, se pot deduce următoarele concluzii:

1. Adîncimea zonei de difuziune a metanului, în partea nordică a minei Lupeni, este foarte apropiată de suprafață, la o adîncime $H_z \cong 14$ m.

Această dată, obținută din calcule, prin aplicarea relației (1), concordă cu datele geologice ale zăcămîntului. Toate stratele zăcămîntului Lupeni, din flancul nordic, au o pantă foarte mică (între 20 și 45°) și toate aflorează.

Pe de altă parte, în axa sinclinalului, în zona rîului Jiu, sondajele efectuate au atins stratul 15 la o adîncime de 70 m, adică o adîncime mică, ceea ce constituie încă o confirmare a rezultatelor obținute din calcul.

2. Pe verticală, creșterea debitului de metan cu adîncimea este foarte accelerată, cu un gradient $H_m \cong$ 11,3 m.

Din tabela 3 rezultă că la 60—70 m adîncime, mina Lupeni a trecut în categoria a II-a (5—10 m³/t), la cca. 100 m, în categoria a III-a (10—15 m³/t), iar la 175 m adîncime în categoria a IV-a (peste 15 m³/t), în ce privește emanațiile de metan.

Toate aceste date sînt confirmate de realitate. In adevăr, este bine cunoscut faptul că, dintre toate minele din Valea Jiului, mina Lupeni a luptat, încă de la începuturile exploatării, cu emanații serioase de metan.

In trecutul apropiat, în zona dintre orizonturile 565 și 480 cît și la orizontul 480, s-au înregistrat numeroase suflaiuri dintre care, cele întîlnite în cursul anului 1955 au avut manifestări eruptive.

In anul 1955 se mai aflau încă în stare activă cîteva suflătoare întîlnite în anii trecuți.

Menționăm în special cazul suflătorului deschis în luna mai 1955, la orizontul 480, într-o galerie transversală săpată în gresii, suflător care a aruncat perforatorul din gaura de mină, apoi timp de 15 minute a erupt apă, cu un jet de cca. 20 m, după care s-a produs degajarea de metan, care a inundat galeria pe 100 m lungime, menținîndu-se timp de 3 ore un conținut de 5% CH_4.

Numărul suflătoarelor, proporțiile luate de emanațiile de metan, cît și forma lor din ce în ce mai violentă, începînd de la orizontul 565 în jos, arată că trebuie să se acorde toată atenția acestor manifestări.

De asemenea, se pot trage concluzii și asupra cantităților mari de metan, care s-au degajat din atîtea suflătoare, cît și din durata cît ele s-au manifestat. Anume: creșterea numărului de suflătoare, atît în strate cît și în rocile sterile — ținînd seama de faptul că ele s-au deschis prin intersectarea lor de către lucrările miniere— ne duce la concluzia deosebit de importantă că o degazare a formațiunilor productive din mina Lupeni are mari șanse de reușită, folosind găuri de sonde pentru drenarea metanului.

3. Pentru orizontul 400, așa cum reiese din tabela 3, se poate prevedea un debit relativ de metan $q \cong$ 30,8 m³/t, iar pentru orizontul 320 — un debit relativ $q \cong$ 37,9 m³/t.

Valorile acestor debite ca și erupția de metan ce s-a produs la 23 iunie 1956 trebuie socotite ca un preaviz care să determine luarea măsurilor necesare pentru prevenirea avariilor.

4. De menționat de asemenea, concordanța ce există între gradientul debitului relativ de metan, determinat pentru mina Lupeni și înclinarea mică a stratelor (20—45°). In această privință, în „Aerajul minier" de Skocinski se relatează cazul stratelor din regiunile Cisteakovo și Bokovo — Hrustalnîi din Donbass, unde gradientul stabilit este cuprins între 5—10 m, la înclinarea foarte mică a stratelor.

5. La observațiile de mai sus, mai trebuie adăugat faptul bine cunoscut că în mina Lupeni cărbunele are un grad mai avansat de metamorfism, față de cărbunele din celelalte mine din Valea Jiului.

In cărbunele din stratul 15, în care s-a produs erupția de metan din 1956, predomină vitritul și claritul.

6. De observat că stratul 15 din mina Lupeni, fiind considerat ca cel mai periculos din punct de vedere al explozivității prafului, este luat ca bază la încercările exploziviior antipraf.

Mina Aninoasa. Pentru această mină, nu se dispune în momentul de față decît de o singură dată asupra degajărilor de metan, anume măsurătoarea executată în anul 1955, de către Stația de cercetări pentru securitate minieră Petroșani, care a determinat un debit relativ de metan $q \cong$ 13 m³/t, la orizontul de bază VI, cu adîncimea 260 m.

In această mină nu s-a produs, pînă în prezent, nici un fel de manifestări speciale ale emanațiilor de metan, nici sub formă de suflător și nici sub formă eruptivă.

Din aceste motive, ar apărea ca imposibil de stabilit vreo corelație între debitul determinat în anul 1955 și alți parametri, chiar numai aproximativi.

Ținînd însă seama că stratele din mina Aninoasa au în flancul nordic al bazinului o înclinare medie de 52°, care se menține pînă la adîncimi ce depășesc cu mult actualul nivel al exploatărilor, pentru a trece apoi, spre fundul bazinului, printr-o curbă sinclinală, la înclinarea 0°, se poate considera, pentru moment, că stratele intră în regimul acelora cu mare înclinare. Ar urma, prin deducție, că gradientul de creștere a debitului de metan are o valoare relativ ridicată. In orice caz, din acest punct de vedere, cît și prin comparație cu celelalte două mine studiate, este de presupus că acest gradient este cuprins între acela al minei Petrila și acela al minei Lupeni, adică între 18 și 11 m, abstracție făcînd pentru moment, de celelalte condiții care determină valoarea gradientului metanic. De altfel, mai trebuie avut în vedere și un alt considerent, anume că mina Aninoasa face trecerea între mina Petrila și mina Lupeni.

Pentru a putea stabili, cu o aproximație suficientă, datele minei Aninoasa, vom folosi metoda comparativă, recomandată de acad. Skocinski, care arată că se poate obține o eva-

luare aproximativă a conţinutului de gaze al zăcămîntului, uneori destul de apropiată de realitate, prin analogie cu minele din regiune.

In acest scop, referindu-ne la faptul că mina Aninoasa se află situată, din punct de vedere topografic, între Petrila şi Lupeni şi dacă ţinem seama de proporţia dintre înclinarea stratelor la Lupeni (medie 30°), Petrila (70°) şi Aninoasa (52°), vom găsi, pentru gradientul metanic al minei Aninoasa, valoarea :

$$H_m \cong 15 \text{ m},$$

adică o valoare cuprinsă între 14 şi 16 m.

Făcînd aplicarea relaţiei (3), rezultă că adîncimea zonei de difuziune a metanului, faţă de suprafaţă, este cuprinsă la mina Aninoasa, între 160 şi 190 m.

In această situaţie, variaţia debitului relativ al metanului este indicată în tabela 4 :

Tabela 4

Orizontul	H [m]	Debitul relativ de CH_4 ce corespunde diferitelor niveluri ale zonei de difuziune a metanului [m³/t]				
		160 m	170 m	175 m	180 m	190 m
II	140	—	—	—	—	—
III	190	3,8	3,3	3,0	2,6	2,0
IV	240	6,9	6,5	6,3	6,1	5,7
V	290	9,9	9,8	9,7	9,6	9,3
VI	340	13,0	13,0	13,0	13,0	13,0
VII	390	16,1	16,3	16,4	16,5	16,7
VIII	440	19,1	19,6	19,6	20,0	20,4
IX	500	22,8	23,4	23,7	24,0	24,7
X	560	26,5	27,3	27,7	28,2	29,2
XI	620	30,2	31,2	31,7	32,2	33,6
XII	680	33,9	35,0	35,7	36,5	38,0
XIII	740	37,5	39,0	39,7	40,7	42,0
XIV	840	43,7	45,5	46,3	47,0	49,8
XV	940	49,8	52,0	53,0	54,5	57,0

Din aceste date se pot trage următoarele concluzii :

1. Zăcămîntul din mina Aninoasa are zona de difuziune a metanului la un nivel situat între 170 şi 180 m de la suprafaţă.

2. La această adîncime a zonei de difuziune metanică, corespunde un gradient situat între 16 şi 14 m.

3. Considerînd creşterea debitului de metan cu adîncimea, se poate observa că sub orizontul VI, la care se află în prezent lucrările miniere, mina Aninoasa va trece în categoria a IV-a, cu un salt apreciabil de peste 3 m³/t la debitul relativ, ajungînd la orizontul VII la $q \cong 16{,}4$ m³/t.

Reţinînd acest fapt, este recomandabil ca la mina Aninoasa să fie luate din vreme toate măsurile de prevenire a erupţiilor de metan, prescrise de NTS., deoarece, începînd de la orizontul VI în jos, aceste fenomene devin nu numai posibile, ci chiar probabile.

Dacă pînă în prezent, mina Aninoasa a fost lipsită de emanaţii puternice sau de forme mai violente ale degajărilor de metan, aceasta se datoreşte faptului că adîncimea zonei de difuziune a metanului, în această mină, este mai mare, ceea ce înseamnă că viteza cu care debitul creşte, în funcţie de adîncime, este mai mică. Acest fapt nu trebuie să ne menţină în credinţa că mina Aninoasa ar fi o mină mai puţin periculoasă din punct de vedere al degajărilor de metan, aşa cum s-a crezut pînă în prezent.

In lumina consideraţiilor de mai sus, rezultă că lucrările din mina Aninoasa au fost pînă acum în zona emanaţiilor lente şi continue, iar orizontul VI va constitui o graniţă de trecere între două regimuri diferite de emanaţii.

Amintim în această privinţă că acad. Skocinski menţionează la pag. 60 din lucrarea citată, cazul minei „Praskovia", în care, la o adîncime de numai 47 m de la suprafaţă, s-a întîlnit un suflător de metan. Deci, cu atît mai mult trebuie să ne aşteptăm pentru mina Aninoasa, care va coborî sub adîncimea de 340 m (de la orizontul VI în jos) şi care va ajunge să debiteze peste 15 m³/t metan, la unele manifestări eruptive.

De asemenea, ca un argument în plus, amintim că ivirea suflătoarelor sau a erupţiilor de metan depinde în foarte mare măsură de tectonica zăcămîntului şi, în special, de situaţia faliilor şi de permeabilitatea rocilor din zona de la suprafaţă. Or, din acest punct de vedere, zăcămîntul de la Aninoasa are o acoperire mai groasă de roci, între care predomină spre suprafaţă argilele şi marnele a căror permeabilitate la gaze este mult mai redusă ca a gresiilor, spre deosebire de mina Lupeni, unde rocile acoperitoare, superficiale, au fost mult erodate.

Deci, toate argumentele converg ca să indice posibilitatea unor apariţii de suflătoare, sau chiar a unor erupţii de metan, sub actualul orizont de bază al minei Aninoasa.

4. Ţinînd seama de creşterea debitului relativ de gaze din mina Aninoasa, cît şi de faptul că adîncimea zăcămîntului spre fundul bazinului

este apreciabil de mare (de ordinul 950 m), se poate deduce că mina Aninoasa va putea furniza cantităţi mari de gaze, într-un timp destul de îndelungat (de ordinul a 20—25 ani) în cazul cînd s-ar încerca drenarea metanului.

5. După variaţia debitului de metan, se observă că mina Aninoasa a trecut prin următoarele faze:

Categoria I (0-5m³/t)	De la suprafaţă pînă la orizontul III
Categoria a II-a (5-10m³/t)	De la un nivel situat între orizontul III şi IV pînă la orizontul V
Categoria a III-a (10-15 m³/t)	De la orizontul V pînă la orizontul VI
Categoria a IV-a (peste 15m³/t)	Va trece de la orizontul VI, de la un nivel situat la cca. 365 m adîncime, în jos.

Studiul comparativ al emanaţiilor de metan din minele Petrila, Aninoasa şi Lupeni

In lumina consideraţiilor şi calculelor făcute în capitolele anterioare, cît şi a concluziilor ce au fost scoase în evidenţă pentru fiecare mină în parte, putem trece la un studiu comparativ al datelor obţinute.

1. Înainte de a intra însă în acest studiu comparativ, vom face o observaţie ce ni se pare necesară, în legătură cu cercetările ce se fac pentru lămurirea regimului de emanaţii ale metanului, la o mină sau la un zăcămînt oarecare de cărbuni.

Am arătat că cercetătorii sovietici au introdus noţiunea foarte importantă de gradient al variaţiei debitului de metan, definit ca adîncimea pe verticală, în metri, căreia îi corespunde o creştere de debit egală cu 1 m³ pe tona de cărbune extrasă în 24 ore.

Aşadar, unitatea de măsură a gradientului de metan este:

$$H_m \left[\frac{m}{m^3/t}\right]$$

Acest parametru, avînd dimensiunile arătate, a fost introdus în relaţia (1), de forma

$$q \cong q_0 + \frac{H - H_0}{H_m}$$

Din această relaţie, se observă că cei doi factori importanţi în problema emanaţiilor de metan şi a căror determinare formează scopul principal în asemenea cercetări, anume q şi H_m, stau într-un raport invers.

Socotim că, folosind aceşti parametri ce sînt invers proporţionali, ne creăm oarecare dificultăţi în calcule cît şi în interpretări, cu atît mai mult cu cît fenomenul însuşi indică o proporţionalitate între adîncime şi debitul relativ de gaze, începînd de la limita zonei de difuziune a metanului.

De aceea, ni se pare mult mai firesc şi deci mai comod, să adoptăm o altă mărime pentru urmărirea problemelor, anume, creşterea debitului relativ de metan pe fiecare metru de variaţie a adîncimii, întrucît apare clar că adîncimea este variabila independentă, iar debitul relativ de metan, funcţiunea.

Pentru aceasta, propunem introducerea mărimii inverse gradientului, şi anume:

$$\Delta = \frac{1}{H_m}\left[\frac{m^3/t}{m}\right] \qquad (5)$$

mărime care se defineşte drept creşterea debitului relativ de metan care corespunde la o variaţie a adîncimii de 1 m, începînd de la nivelul zonei de difuziune a metanului.

In acest caz, relaţia (1) devine:

$$q \cong q_0 + \Delta(H - H_0) \qquad (6)$$

Pentru calculul mărimii Δ avem din relaţia (6) de mai sus:

$$\Delta = \frac{q - q_0}{H - H_0} \qquad (7)$$

iar, în cazul cînd avem determinate două valori pentru q şi H, la două orizonturi diferite:

$$\Delta = \frac{q_1 - q_0}{H_1 - H_0} \qquad (8)$$

In baza acestor consideraţii, relaţia (3) ia forma:

$$H_z = H_0 - \frac{q_0 - q_z}{\Delta} \qquad (9)$$

şi, fiindcă $q_z = 2$ m³/t, avem în definitiv pentru H_z:

$$H_z = H_0 - \frac{q_0 - 2}{\Delta} \qquad (10)$$

în cazul cînd Δ a fost determinat pentru un zăcămînt oarecare, de exemplu prin carotajul de gaze.

Putem considera, deci, mărimea Δ drept viteza de creştere a debitului relativ de metan. Ea este, după cum am văzut, o caracteristică a unui zăcămînt de cărbune şi depinde, pentru aceiaşi factori ai zăcămîntului, de variaţia adîncimii.

2. O dată introdusă această noţiune, vom compara factorul Δ al fiecărei mine studiate. Pentru calcul, am luat în consideraţie valori întregi medii ale gradientului de metan, determinat prin metoda indicată la fiecare mină în parte.

Ca urmare, s-au calculat datele introduse în tabela 5.

Tabela 5

Mina	H_m [m/m³/t]	Δ [m³/t/m]
Petrila	18,0	0,056
Aninoasa	15,0	0,066
Lupeni	11,0	0,087

Din comparaţia cifrei Δ se poate constata direct creşterea mult mai accelerată a debitului de metan la Lupeni, faţă de celelalte două mine. Se mai constată şi raportul în care cifra Δ a minei Lupeni stă faţă de celelalte două mine:

$$\frac{\Delta_L}{\Delta_P} = \frac{87}{56} \cong 1{,}55$$

$$\frac{\Delta_L}{\Delta_A} = \frac{87}{66} \cong 1{,}31$$

$$\frac{\Delta_A}{\Delta_P} = \frac{66}{56} \cong 1{,}18$$

Din comparaţia acestor valori rezultă că, pe măsura coborîrii în adîncime, creşterea debitului de metan este mai mare la mina Lupeni decît la celelalte mine, respectiv la mina Aninoasa, faţă de mina Petrila.

Cu alte cuvinte, trebuie să înţelegem de aici că, pe măsura avansării în adîncime, vom avea de făcut faţă unor debite mult mai însemnate în mina Lupeni şi Aninoasa, decît în mina Petrila.

Dar, aceste constatări constituie încă o confirmare a celor arătate de noi la analizarea datelor minei Aninoasa, anume că, fiind situată între cele două mine în care s-au produs erupţii de metan este mai mult ca probabil că şi în această mină se vor produce asemenea fenomene, după trecerea ei în regimul categoriei a IV-a ($q > 15$ m³/t).

Menţionăm aici că nu există nici o contradicţie între cifrele reieşite din calcule, în baza ipotezelor făcute pentru fiecare mină în parte şi că la rîndul lor cifrele şi realităţile constatate din simpla experienţă se confirmă reciproc. Această observaţie o facem ca o verificare a concluziilor obţinute pe parcurs, în studiul de faţă.

3. În tabela 6 se face o analiză a emanaţiilor de metan din cele trei mine, pe orizonturi (cote de nivel):

Se poate constata că nu există nici o corelaţie între debitele relative de metan la diferite orizonturi ale celor trei mine, dar că debitele în cele trei mine, considerate la acelaşi orizont (cotă de nivel), rămîn tot în acelaşi ordin de raport: mina Lupeni arată debitul cel mai ridicat, iar după ea urmează mina Aninoasa.

Tabela 6

Orizontul	M. Lupeni q [m³/t]	M. Aninoasa q [m³/t]	M. Petrila q [m³/t]
700	4,3	—	—
650	8,7	—	—
600	—	0	—
565	15,5	2,8	—
500	21,6	6,3	3,4
450	25,0	9,7	6,2
400	30,8	13,0	9,6
350	34,8	16,4	13,0
300	36,0	19,6	14,5

Observaţie: Liniuţele din tabelă înseamnă că mina nu are orizontul respectiv la cota ridicată.

4. În tabela 7 sînt introduse datele de emanaţii, în raport cu adîncimile egale din cele trei mine:

Tabela 7

Adîncimea [m]	M. Lupeni q [m³/t]	M. Aninoasa q [m³/t]	M. Petrila q [m³/t]
200	18,4	3,6	4,0
220	20,2	5,1	5,3
240	21,6	6,3	6,5
300	26,9	10,4	9,8
350	31,7	13,7	12,6
400	36,4	17,0	15,5
420	37,9	19,0	16,6

Această tabelă indică în mod clar diferenţele constatate din calcule, între cele trei mine. Astfel, la o adîncime de 300 m, mina Lupeni are un debit de metan $q \cong 26{,}9$ m³/t, mina Aninoasa numai 10,4 m³/t, iar mina Petrila şi mai puţin, $q \cong 9{,}8$ m³/t.

Se observă apropierea de cifre între mina Aninoasa şi mina Petrila, cu mult depăşite de mina Lupeni.

Aceste diferenţe scot în evidenţă deosebirea însăşi a structurii chimico-petrografice a zăcămintelor din cele trei mine: cărbunele de Lupeni este cocsificabil, deci mai avansat în ce priveşte procesul de încarbonizare decît cărbunele din celelalte două mine.

De asemenea, din tabela 7 reiese faptul că, în apropierea suprafeţei, mina Aninoasa are un debit mai redus decît mina Petrila, pe care însă o depăşeşte începînd de la oriz. 300 în jos, datorită tocmai ritmului mai accelerat de creştere a debitului relativ de metan.

5. Un al treilea aspect al problemei emanaţiilor de metan, în genere, este acela al punctelor de debit egal, care, unite între ele, pe diferite

profile verticale, formează nişte curbe, denumite de către cercetătorii sovietici (L i d i n), *izomete*. In tabela 8 sînt înscrise adîncimile şi cotele ce corespund la debite egale de metan, în cele trei mine studiate în lucrarea de faţă.

Principala constatare ce se poate face din această tabelă în afară de diferenţele dintre adîncimi şi cote, la care se prezintă nivelurile de debit relativ de metan egal şi de avansul mare pe care îl are mina Lupeni faţă de celelalte două mine, este aceea că punctele de debit egal se află situate la cote diferite. Pînă la alcătuirea hărţilor de metan, datele de faţă permit să trasăm un profil provizoriu al emanaţiilor de metan de debit egal, pe direcţia stratelor din Valea Jiului (est—vest).

Astfel apar curbele izomete *I—VI*, pentru cele şase debite înscrise în tabela 8.

Se observă imediat diferenţele de gradient ale debitului de metan şi invers, creşterea accelerată a debitului la mina Lupeni, în raport cu celelalte mine.

Tabela 8

Nr. crt.	q [m³/t]	Mina Lupeni		Mina Aninoasa		Mina Petrila	
		cota [m]	H [m]	cota [m]	H [m]	cota [m]	H [m]
I	3,0	730	30	550	190	516	180
II	6,3	678	62	500	240	466	230
III	9,7	638	102	450	290	400	295
IV	13,0	596	144	400	340	340	355
V	15,8	560	180	359	381	290	406
VI	23,0	480	260	250	490	146	550

Din aceste diagrame (izomete) se mai poate observa că, întrucît mina Dîlja face parte din acelaşi bazin, se pot determina imediat, cu aceeaşi aproximaţie, debitele ce vor corespunde la anumite niveluri şi invers, nivelurile ce vor corespunde la cele şase valori ale debitelor considerate.

Această constatare va servi la efectuarea prognozei emanaţiilor de metan din mina Dîlja, pe cale de a fi redeschisă. In acest mod se va

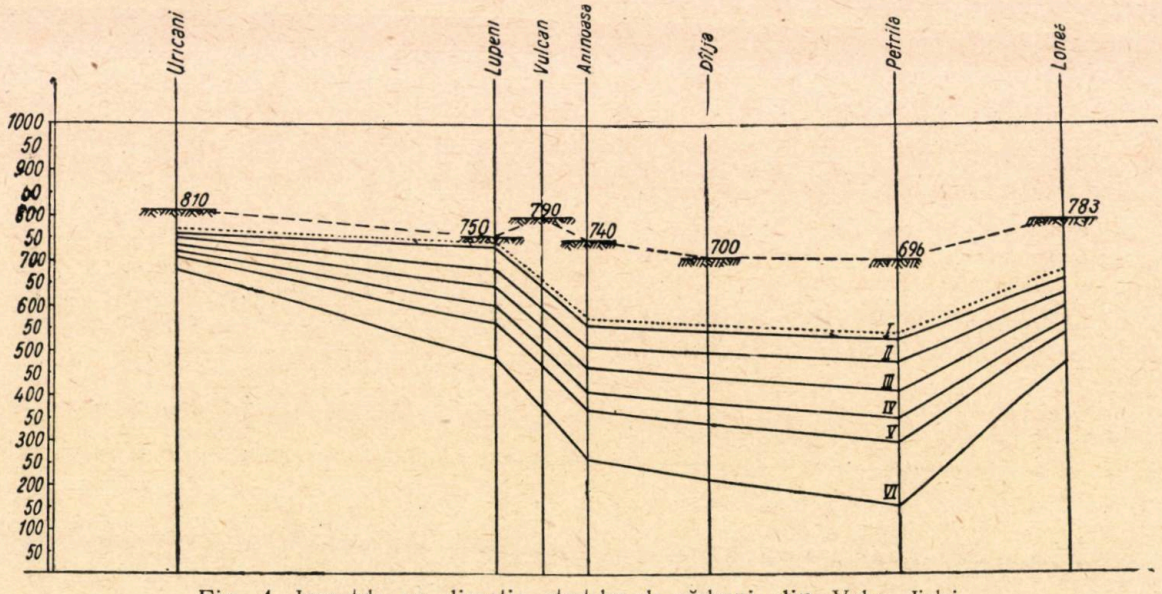


Fig. 4. Izometele pe direcţia stratelor de cărbuni din Valea Jiului.

In fig. 4 sînt trasate curbele izomete pentru cîteva date caracteristice ce apar în tabela 8.

In abscise sînt înscrise minele cercetate pe direcţia est-vest, iar în ordonate, cotele de nivel corespunzătoare debitelor considerate.

putea cunoaşte de pe acum, cu suficientă aproximaţie şi orientativ, regimul de gaze al viitoarei mine, asupra căreia nu există date precise în momentul de faţă.

6. Cu titlu de orientare, redăm în tabela 9,

pronosticul emanaţiilor de gaze din viitoarea mină Dîlja, aşa cum reiese din fig. 4:

Tabela 9

q [m³/t]	cota [m]
3,0	533
6,3	485
9,7	424
13,0	371
15,8	322
23,0	200

Rămîne ca aceste date să fie confruntate cu vechile orizonturi ale acestei mine.

Pe baza acestor date provizorii, care urmează a fi mai atent studiate, se poate deduce că viteza de creştere a debitului de metan în zăcămîntul aferent minei Dîlja este:

$$\Delta \cong 0{,}060 \left[\frac{m^3/t}{m} \right],$$

iar gradientul variaţiei debitului H_m, este:

$$H_m \cong 16{,}6 \text{ m}.$$

In baza aceloraşi consideraţii şi a formulelor folosite în studiul de faţă putem, deci, diagnostica regimul emanaţiilor de gaze, pentru minele aflate în acelaşi bazin de cărbuni, chiar dacă nu cunoaştem date exacte la unele mine.

7. Datele stabilite pînă în prezent ne permit să trasăm şi curbele caracteristice reprezentate de relaţia (1), pentru cele trei mine studiate în prezenta lucrare. Ele sînt redate în fig. 5.

Se poate constata şi aici creşterea rapidă a debitului la mina Lupeni, mai slab la celelalte mine, dar mai accentuată în mina Aninoasa decît în mina Petrila.

Cu ajutorul curbelor din graficul din fig. 5 se pot stabili debitele relative de metan, în minele Lupeni, Aninoasa şi Petrila, la orice adîncime, deci şi pentru orice nivel.

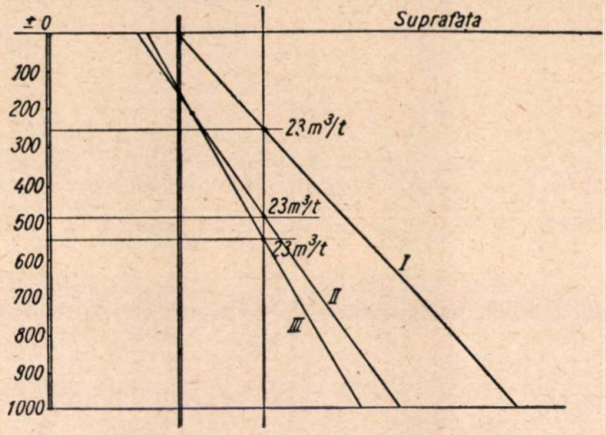


Fig. 5. Variaţia debitului relativ de metan cu adîncimea: *I* — Lupeni; *II* — Aninoasa; *III* — Petrila

Acest grafic va fi verificat şi corectat cu ocazia fiecărei măsurători de debite, deoarece după un număr oarecare de măsurători, se vor calcula valorile medii ale parametrilor amintiţi.

8. Din punct de vedere al manifestărilor speciale ale gazelor, în minele studiate, am reprezentat în tabela 10 elementele stabilite mai sus, în scopul de a constata dacă există vreo corelaţie între aceste manifestări şi parametrii emanaţiilor de metan.

Aşa cum reiese din tabela 10, putem stabili următoarele:

Pentru mina Lupeni. a) In această mină s-au produs numeroase suflătoare, începînd de la orizontul 565, la adîncimea de 175 m de la suprafaţă. Debitul real al metanului la acel orizont nu se cunoaşte prin măsurători, dar a fost presupus că era trecut peste 15 m³/t.

b) In această mină s-a produs o erupţie de metan de mici proporţii în anul 1956, în stra-

Tabela 10

Felul manifestării	Mina Lupeni			Mina Aninoasa			Mina Petrila		
	q [m³/t]	H [m]	Orizontul [m]	q [m³/t]	H [m]	Orizontul [m]	q [m³/t]	H [m]	Orizontul [m]
Suflătoare	—	175	565	—	—	—	—	—	—
	15 — 16	—	—	15 — 16	350	390	—	—	—
Erupţii	—	340	400	—	—	—	—	456	240
	30—31*	—	—	22 — 23*	400—500*	340—240*	18—19*	—	—

Observaţie. Cifrele de jos * sînt numai probabile, aşa cum au reieşit din calcule. Cifrele superioare sînt reale.

tul *15*, la deschiderea orizontului 400, la o adîncime față de cota suprafeței la care se referă prezentul studiu, de 340 m. Pentru acest orizont, în momentul cînd va fi deschis și pus în exploatare, se prevede prin calcul un debit relativ de metan $q \cong 30—31$ m³/t.

c) În mina Lupeni, apariția primei erupții de metan, produsă aproximativ la un an după manifestările eruptive constatate și prin suflătoarele din mină, cît și în unele sonde de explorare executate în regiunea Lupeni în anul 1955, trebuie să constituie un motiv deosebit de puternic pentru luarea tuturor măsurilor cunoscute de prevenire a erupțiilor, dar în special pentru aplicarea degazării prealabile a zăcămîntului, prin drenarea metanului și eliminarea lui din spațiul lucrărilor miniere.

Pentru mina Aninoasa. a) În această mină n-au apărut însă suflătoare de metan, dar, avînd în vedere că mina va depăși categoria a III-a, în care s-a aflat pînă în prezent, de îndată ce lucrările vor coborî sub orizontul VI (cota 390, adîncime 350 m), este mai mult ca probabil că se vor întîlni suflătoare de metan și deci trebuie luate încă de pe acum măsurile necesare de prevenire.

b) În această mină nu s-a produs încă nici o manifestare eruptivă. După calculele făcute însă, este probabil ca, între orizonturile 340—240, la adîncimea de 400—500 m, cînd debitul de metan va atinge 22—23 m³/t, să se producă asemenea manifestări. Tot atît de posibil este însă ca mina Aninoasa, ca și mina Petrila, să nu mai treacă prin faza intermediară a suflătoarelor, ci direct la degajări eruptive. Este necesar deci ca măsurile ce se iau să aibă în vedere pericolul mai mare al erupțiilor, care ar putea avea loc începînd de la orizontul VI în jos.

Pentru mina Petrila. a) În această mină nu s-au produs încă emanații prin suflătoare, așa cum s-a mai arătat, ci zăcămîntul a trecut direct, sub orizontul XI (la orizontul XII în deschidere), la manifestări cu caracter net eruptiv.

Totuși, este posibil ca la deschiderea și pregătirea orizontului XII să se iveaască, alături de erupții și degajări prin suflătoare.

De aceea este recomandabil să se ia măsurile prevăzute în NTS și pentru unele și pentru altele.

În mina Petrila la orizontul XII s-a produs o erupție caracteristică de metan, de proporții destul de serioase, cu degajare de metan (cca. 5 000 m³) și de material solid mărunt (cca. 60 t).

Fenomenul s-a produs într-o galerie transversală de deschidere, sub acoperișul stratului 3, la orizontul XII.

Este probabil, conform calculelor din lucrarea de față, ca, atunci cînd orizontul XII va fi pus în exploatare normală, debitul relativ al metanului să fie de ordinul 18—19 m³/t.

Este necesar deci, ca și în această mină să fie luate măsuri pentru drenarea metanului și extragerea lui la suprafață.

★

În concluzie, din studiul de față reiese că, păstrînd o ierarhie de grad în ce privește debitul emanațiilor de metan, ierarhie pusă în evidență în lucrarea de față, minele din bazinul carbonifer Petroșani prezintă, fără excepție, posibilitatea unor erupții importante de gaze.

Dacă, pînă în prezent, nu s-au înregistrat asemenea manifestări în toate minele din Valea Jiului, aceasta se datorește faptului că nu toate minele au pătruns încă în zonele cele mai adînci, care corespund condițiilor în care asemenea fenomene cu caracter eruptiv se pot produce.

Tectonica zăcămintelor din Valea Jiului, extrem de frămîntată, cu numeroase falii, atît direcționale cît și transversale, cu apofize și mici lentile laterale, existența pe de altă parte a unor numeroase bancuri de roci impermeabile, alternînd cu altele permeabile, intercalate între stratele de cărbuni, toate aceste împrejurări geologice, vor permite, după părerea noastră, o recuperare destul de ridicată în procesul de degazare.

Ca exemplu pot servi cantitățile foarte importante de gaze degajate din suflătoarele minei Lupeni.

Viitoarele sonde de degazare vor intercepta toate zonele producătoare de gaze sub presiune, sub forma de suflătoare, care nu așteaptă decît o captare a lor și folosirea energiei mari ce o conțin.

Socotim că o săpare a sondelor numai pe anumite adîncimi (100—200 m) va permite o degazare ritmică, cu crearea unui anumit debit de metan, astfel încît folosirea metanului să fie asigurată pe un timp mai îndelungat.

Degazarea prealabilă a zăcămîntului, pe lîngă că va preveni grave avarii și accidente umane, va permite și o dezvoltare apreciabilă a lucrărilor de exploatare, cu mărirea productivității muncii și reducerea prețului de cost al cărbunelui.

B. Concluzii generale

Studiile și cercetările întreprinse în U.R.S.S. și alte țări ne-au permis ca, folosind datele și metodele de investigație ale tehnicii noi, cît și unele date stabilite la noi în țară de către C.C.S.M.-Petroșani, să putem face o examinare a principalelor mine din bazinul Valea Jiului, în ce privește emanațiile de metan, stadiul în care se află ele, perspectivele de viitor cît și posibilitățile ce le avem de a preveni unele grave avarii.

Subliniem din nou că cifrele la care am ajuns sînt numai orientative și susceptibile de modificări și completări, de îndată ce vom fi în po-

sesia unor alte date rezultate din măsurători ale debitului de metan.

Socotim însă că, datorită faptului că ele au fost permanent confruntate şi cu unele date care s-au aflat la întreprinderile din Valea Jiului, cît şi cu experienţa personală a autorului, timp de peste 25 de ani la aceste mine, cifrele stabilite nu sînt departe de realitate.

In orice caz, ele nu se contrazic nici între ele şi nici cu datele experienţei.

Mai socotim că, independent de valoarea lor absolută, aceste cifre, confruntate la cele trei mine mari din Valea Jiului, ne pun în situaţia de a ne orienta mai clar în problema importantă a emanaţiilor de metan din minele de cărbuni de la noi din ţară, faţă de lipsa în care ne aflam pînă în prezent.

Lucrarea de faţă, în sensul celor arătate, nu reprezintă decît o introducere la un studiu mai amplu, care se întreprinde la noi în ţară.

Consideraţiile cuprinse în acest studiu ne conduc la unele concluzii demne de a fi luate în consideraţie pentru viitoarele cercetări şi pe care le enumerăm mai jos :

1. Tabela variaţiilor debitului de metan la minele din Valea Jiului, în raport cu adîncimea, indică o creştere simţitoare a acestui debit. Aceasta conduce la necesitatea ca, pe măsura coborîrii mai spre adînc a lucrărilor miniere, să se ia măsurile cele mai corespunzătoare în scopul evitării avariilor şi accidentelor.

2. Emanaţiile din ce în ce mai mari ale metanului îngreuiază sensibil lucrările miniere, reducînd productivitatea muncii şi ridicînd preţul de cost al cărbunelui.

3. Creşterea permanentă a debitului de metan, în proporţii din ce în ce mai mari, pune probleme foarte grele aerajului minelor, cerînd debite tot mai ridicate de aer, care nu mai pot fi realizate în acelaşi ritm cu deplasarea lucrărilor spre adînc şi mărind mult consumul de energie electrică, cheltuită pentru capitolul aeraj.

In cele mai multe cazuri cînd s-au ivit suflătoare, lucrările miniere au fost oprite din cauza imposibilităţii aerajului parţial de a face faţă debitului mare al emanaţiilor şi au fost reluate numai după ce suflătorul şi-a micşorat debitul. Acest fapt ridică mult cheltuielile de exploatare şi întîrzie în acelaşi timp, executarea unor lucrări la timpul prescris.

4. Analizînd tabela debitelor de metan, rezultă că, pentru anii ce vin, există perspective ca prin drenarea şi captarea metanului să se obţină cantităţi de metan de ordinul celor înscrise în tabela 11.

Socotind o recuperare de 25%, aşa cum indică literatura, rezultă că se pot realiza aproximativ, la cele trei mine din Valea Jiului, 20 000 000—25 000 000 m³ de metan pe fiecare an, care în prezent se pierd în atmosferă fără nici un folos.

Tabela 11

Mine	q [m³/t]	Cantitatea totală de CH_4 [m³/an]	
		minimă	maximă
Lupeni	30 — 35	30 000 000	35 000 000
Aninoasa	30 — 50	30 000 000	50 000 000
Petrila	20 — 25	20 000 000	25 000 000
	Total :	80 000 000	110 000 000

Ţinînd seama că investiţiile necesare pentru captarea metanului reprezintă 5—10% din valoarea metanului captat, se poate uşor deduce că, pe lîngă celelalte avantaje pe care le prezintă drenarea prealabilă a metanului, această operaţie este foarte rentabilă.

In măsura în care se va putea realiza o recuperare mai bună, în aceeaşi măsură va creşte şi rentabilitatea lucrărilor de captare.

5. Pentru întregirea studiului de faţă sînt necesare o seamă de cercetări, din care citäm :

a) măsurarea presiunii metanului în cărbune şi roci ;

b) determinarea porozităţii cărbunelui şi a rocilor din bazin ;

c) analiza chimică a gazelor din cărbune şi roci, prin metoda carotajului de gaze ;

d) studiul geologiei şi hidrogeologiei formaţiunii ;

e) alcătuirea hărţilor de metan ale minelor ;

f) sondaje de probă, pentru determinarea zonelor de acţiune ale sondelor, presiunii şi debitului de emanaţii ale sondelor.

6. In scopul efectuării acestor studii este necesară o dotare urgentă a Centrului de cercetări pentru securitate minieră din Petroşani, cu toate utilajele şi aparatura cerută de aceste lucrări.

★

Aplicarea tehnicii noi, cît şi a metodelor ştiinţifice în lucrările miniere, contribuie în mod hotărît la prevenirea accidentelor şi la asigurarea unor condiţii superioare de muncă pentru mineri şi, în acelaşi timp, determină o creştere serioasă a productivităţii muncii şi o scădere proporţională a preţului de cost, factori hotărîtori în construcţia socialismului şi în lupta pentru pace.

Propunerile ce se fac în studiul de faţă, în urma calculelor şi analizelor efectuate, sînt de natură să contribuie la îndeplinirea sarcinilor măreţe trasate de cel de-al doilea Congres al P.M.R.

Bibliografie

1. Skocinski A. A. şi Komarov V. B., *Aerajul minier*, Trad., Ed. Tehnică, 1951.

2. Lidin Gr. D., *Rezolvarea modernă a problemelor de prevedere şi dirijare a degajărilor de metan în minele de cărbuni*, Izvestia Akademii nauk S.S.S.R., Secţia ştiinţe tehnice, nr. 12/1950, Trad. I.D.T.

3. Ettingher I. L., *Factorii principali care determină capacitatea de înmagazinare a metanului în cărbune la presiunea atmosferică*, Izvestia Akademîi nauk S.S.S.R., Secția științe tehnice, nr. 3/1952, Trad. I.D.T.
4. Elinson N. M., *Cu privire la posibilitatea aplicării carotajului de gaze în zăcămintele de cărbune*, Izvestia Akademîi nauk, Secția științe tehnice nr. 7/1949, Trad. I.D.T.
5. Hodot V. V., *Variația conținutului de metan din cărbune în funcție de temperatura rocilor*, Izvestia Akademîi nauk S.S.S.R., Secția științe tehnice nr. 3/1952, Trad. I.D.T.
6. Hodot V. V., *Influența umidității asupra conținutului de metan al cărbunilor.*, Izvestia Akademîi nauk S.S.S.R., Secția științe tehnice, nr. 12/1952, Trad. I.D.T.
7. Rapaport M. I., *Despre degajarea metanului în abatajele cu front lung din stratul de cărbune în exploatare și din rocile înconjurătoare*, Izvestia Academîi nauk, S.S.S.R., Secția științe tehnice, nr. 5/1950.
8. Kalman Ember, ing. dr., *Problemele actuale ale protecției contra degajărilor de gaze*, Banyaszáti Lápok, nr. 8/1952, Trad. I.D.T.
9. Lidin G. D., *Cu privire la exploatarea gazelor din zăcămintele de cărbune*, Rev. Ugoli, nr. 3/1950, Trad. I.D.T.
10. Radó Aládar, *Drenarea gazului metan în minele de cărbuni*, Bányásszati Lapok, nr. 11/1952, Trad. I.D.T.
11. Ugor Karol, ing. dr., *Degajările de metan, drenarea preventivă a acestuia și posibilitățile de folosire industrială*, Uhli, nr. 11/1954, Trad. I.D.T.
12. Stubnya Victor, *Posibilitățile de drenare a metanului din zăcămintele de cărbuni din regiune Pécs și utilizarea lui ca izvor de energie*, Bányászati Lapok nr. 1/1953.
13. Peters K., dr. și Warnecke A., *Cercetări fizice și chimice asupra gazelor de zăcământ*, Glückauf, nr. 50/1953.
14. Weddige Alfred și Bosten Iosef, *Degazarea artificială a unui cîmp de exploatare și valorificarea metanului*, Glückauf, nr. 80/1944.
15. Paki Ernest, *Metode noi de combatere a metanului și posibilitatea aplicării lor în minele din Valea Jiului*, Rev. Minelor, nr. 10/1956.
16. Beraru A., *Exploatarea straturilor de cărbuni supuse erupțiilor instantanee*, Rev. minelor, nr. 1/1955.

Cercetări asupra metabolismului energetic în munca de extragere a cărbunelui

Colectiv format din medicii
I. Mihăilă, C. Berdan, M. Pafnote și C. Grădină
de la Institutul de Igienă a Muncii și Boli Profesionale R.P.R. (secția fiziologie)

În această lucrare ne propunem să prezentăm unele aspecte fiziologice ale muncii de extragere a cărbunelui.

Cercetarea unei astfel de munci ridică probleme complexe. Această complexitate rezultă pe de o parte din faptul că în industria extractivă carboniferă procesele de producție reclamă încă intervenția activă a omului sub forma unor eforturi musculare intense, pe de altă parte, în abatajele de lucru întîlnim variații însemnate în factori de mediu, ca : umiditate foarte mare, curenți de aer de diferite intensități, praf de cărbune, gaze provenite din explozii, condiții speciale de luminozitate ș.a., particularități care fac să se deosebească net această muncă de toate celelalte munci de la suprafață.

Cercetarea metabolismului energetic al muncitorilor din industria extractivă carboniferă ne permite a caracteriza intensitatea eforturilor și a stabili consumul de energie proprie muncii din abatajele de cărbune.

Alături de aceasta, dinamica desfășurării metabolismului energetic, cu succesiunea perioadelor de eforturi și pauze, ne poate indica criterii de orientare practică în acțiunea de raționalizare și de sporire a productivității muncii.

Dificultățile întîlnite în metodologia de cercetare a locurilor de muncă din subteran, pentru a cuprinde simultan eforturile minerilor și factorii de mediu care îi pot influența, explică de ce în literatura de specialitate sînt puține lucrări de acest gen. Din punct de vedere al metabolismului energetic, indicații asupra mineritului se pot obține indirect din anchetele alimentare, scăzînd din cheltuiala de energie pe 24 de ore valoarea metabolismului de întreținere pe 16 ore.

Astfel de cercetări sînt lipsite însă de caracterul dinamic și variat al operațiilor întîlnite în munca subterană.

Printre autorii care au întreprins cercetări în minele de cărbuni menționăm lucrările lui Vennewald în Germania — 1941, în abatajele cu front lung ale lui Foubert, Balgairies, Quinot, de la Douai în Franța, în 1951—1952, lucrările lui Szalay S., în R. P. Ungară în 1952 și ale lui Garry R. C. și colaboratorii săi, în Scotia, în 1952—1955.

Datele din literatura străină, atît cele care apreciază global și indirect munca minieră plecînd de la anchetele alimentare, cît și cele care apreciază direct eforturile din subteran, pentru noi au doar o valoare de orientare, întrucît ele corespund anumitor particularități de rocă, unelte de muncă, factori de mediu, precum și anumitor reactivități fiziologice proprii minerilor studiați, care nu se pot suprapune întocmai condițiilor de muncă și viață din țara noastră.

La noi în țară, în 1950, prof. Gr. Benetato și colaboratorii au inițiat primele cercetări asupra valorii și schimburilor energetice la muncitorii dintr-o mină metaliferă.

Lucrarea noastră se adresează industriei extractive a cărbunelui, sector important în dezvoltarea economică industrială a țării.

Scopul cercetării a fost de a caracteriza valoarea solicitărilor energetice și dinamica schimburilor respiratorii în operațiile de bază ale procesului de producție din subteran, precum și stabilirea nivelului cheltuielii de energie pentru profesiunile întîlnite în munca de extragere a cărbunelui.

Cercetarea s-a efectuat într-una din minele mari din Valea Jiului, în abataje-cameră și abataje cu front lung în anul 1953, pe 42 muncitori subterani, practic sănătoși și avînd o vîrstă cuprinsă între 24—45 de ani.

Locurile de muncă cercetate s-au găsit la o adîncime de 100—200 m de la suprafață.

METODA DE CERCETARE

Pentru a putea caracteriza metabolismul energetic al minerilor din abatajele-cameră și cele cu front lung, metoda de lucru a cuprins: 1) stabilirea cronogramelor muncitorilor cercetați în raport cu funcția fiecăruia în echipa de lucru; 2) stabilirea nivelului solicitărilor energetice în diferite operații și în succesiunea cerută de procesul tehnologic; 3) determinarea particularităților meteorologice și compoziția chimică a aerului în locurile de muncă cercetate.

1. Cronograma constituie un mijloc important pentru a aprecia succesiunea și durata în timp a operațiilor din procesul tehnologic.

In acest scop s-a cronometrat succesiv durata diferitelor operații, a perioadelor de muncă și a pauzelor; pe baza acestor cronograme s-a putut determina timpul efectiv de lucru pentru fiecare operație efectuată în cele 8 ore de muncă, pentru cele trei profesiuni studiate: miner, ajutor miner, vagonetar.

2. Aprecierea intensității solicitărilor metabolice s-a făcut pe cale indirectă cu metoda schimburilor respiratorii (tehnica Douglas-Haldane).

Această metodă are o mare valoare fiziologică, întrucît, ținînd seama mai ales de caracterul discontinuu și variat al muncii cercetate, se poate să reliefeze perioade relativ scurte de efort maximal, care să contribuie la o mai justă caracterizare a tipului de muncă.

In cercetarea noastră am urmărit echipele de lucru la suprafață și în subteran.

La suprafață s-a determinat metabolismul de repaus înainte de intrarea în mină și după ieșirea din mină.

In subteran s-au urmărit schimburile respiratorii în diferitele operații ale procesului de muncă, pentru fiecare muncitor din echipa de lucru recoltîndu-se 6—8 prize de aer expirat.

La recoltarea aerului expirat s-a ținut seama de timpul de adaptare necesitat de folosirea piesei bucale și a pensei nazale; s-au evitat de asemenea primele minute de efort care ar fi putut să eroneze rezultatele.

Aerul expirat a fost colectat în saci Douglas, apoi măsurat la locul de muncă prin gazometru, înregistrîndu-se concomitent presiunea barometrică și temperatura volumului de aer transvazat.

Din aerul expirat și măsurat prin gazometru s-au luat probe în tonometre de sticlă cu capacitatea de 250—300 cm^3.

Tonometrele au fost transportate în valize speciale la suprafața minei, într-un laborator, unde s-au făcut analizele pe cale chimică în aparatul Haldane-Simmonson.

3. Compoziția aerului din abatejele studiate fiind variată, paralel cu prizele de aer expirat, s-au recoltat cîte 2—3 probe de aer din abatajul de lucru; după analiza pe cale chimică, datele obținute ne-au servit ca termen de referință.

Concomitent cu cercetarea chimică a aerului din abataje s-au determinat și factorii meteorologici: temperatura aerului, umiditatea aerului și curenții de aer.

Cunoscînd intensitatea muncii pentru fiecare operație, metabolismul de repaus, precum și durata desfășurării lor, s-a putut determina metabolismul energetic pentru cele 8 ore de lucru în subteran.

Intrucît la noi în țară nu avem date care să exprime și valoarea consumului de energie pe 24 de ore pentru muncitorii din industria carboniferă extractivă, s-a adăugat la valoarea celor 8 ore de muncă, valoarea metabolismului de întreținere din cele 16 ore, timp petrecut la suprafață, folosind media repausurilor în afara abatajelor de lucru.

Această metodă de evaluare a cheltuielii de energie pe 24 de ore a fost preconizată și aplicată cu bune rezultate în institutul nostru de dr. I. Gonțea și colaboratorii săi, în cercetările asupra muncii din industria metalurgică și forestieră.

REZULTATELE CERCETĂRII ȘI INTERPRETAREA LOR

Solicitările metabolismului energetic în munca minieră

In prezentarea rezultatelor noastre vom urmări succesiunea tehnică a operațiilor, redînd astfel schematic munca ce se desfășoară în abatajele de cărbune.

Munca de extragere a cărbunelui are un caracter ciclic; în mod obișnuit echipa de lucru compusă din miner, ajutor de miner și vagonetar, execută în intervalul unui schimb de

8 ore o succesiune de operaţii într-o anumită ordine, dictată de condiţiile locale de exploatare (natura rocii sau a substanţei minerale utile, felul uneltelor de producţie etc.).

Operaţiile principale pe care le prezentăm sînt următoarele: perforarea cărbunelui, puşcarea, susţinerea locului de muncă după explozie, lucrul cu ciocanul pneumatic de abataj, lopătarea, strîngerea cărbunelui cu sapa, manipularea, încărcarea şi transportul vagonetelor.

Perforarea cărbunelui este o operaţie executată cu ciocane perforatoare pneumatice. Acţiunea principală în această operaţie o are minerul care execută găurile susţinînd ciocanul perforator în greutate de 15—20 kg, în general ajutat pentru această operaţie de ajutorul miner care susţine sfredelul pe direcţia de perforare.

Poziţia de muncă în această activitate cuprinde numeroase componente statice.

Intensitatea cheltuielii de energie pentru această operaţie a fost cuprinsă între 3,46—5,20 kcal/kg corp oră, cu un consum de oxigen care nu a depăşit 1 l/min.

Valorile mai ridicate le întîlnim cînd se perforează găuri la înălţimi mari (1,70—1,90 m), operaţie în care minerii susţin ciocanul perforator cu puterea braţelor; valorile cele mai mici le întîlnim pentru înălţimile mici, cînd ciocanul perforator se manipulează din poziţia pe un genunchi sau pe ambii genunchi.

Pregătirea pentru explozie constă în curăţirea de praf a găurilor, prepararea lutului pentru burarea lor şi tragerea conductoarelor de la găuri pînă la locul de adăpostire, operaţie care ce efectuează sub controlul direct al artificierului.

După explozie urmează o pauză de 15—30 min pentru evacuarea gazelor şi a prafului rezultat, în care timp echipa de lucru se odihneşte. Valorile metabolismului energetic în această perioadă reprezintă valori mici, de 1,5—1,7 kcal/kg corp oră.

Susţinerea este operaţia ce urmează exploziei şi care asigură munca propriu-zisă de extragere

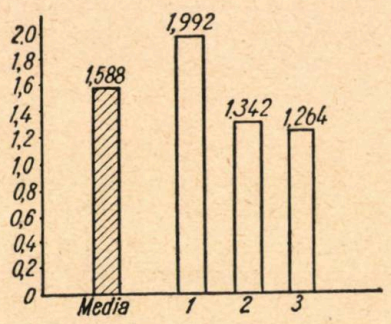


Fig. 1. Consumul de oxigen la operaţia de susţinere [l/min]:
1 — tăiatul scîndurilor; *2* — transportul stîlpilor; *3* — lucrul cu tîrnăcopul.

a cărbunelui. Ea este o operaţie complexă în care noi am inclus transportul materialului lemnos (stîlpi şi grinzi de stejar şi molid) de la galeria de transport la locul de muncă, ajustarea lui cu ferăstrăul şi cu securea, precum şi ridicarea şi fixarea lui conform cu topografia abatajului respectiv.

Din complexul operaţiei de susţinere cea mai intensă muncă este lucrul cu securea şi ferăstrăul, ea variind între 9,28 şi 10,81 kcal/kg corp oră. Deseori întîlnim în aceste cazuri o ventilaţie (debit respirator) care depăşeşte 50 l/min şi un consum de oxigen de peste 2 l/min. Urmează ca intensitatea, transportul grinzilor şi stîlpilor pe galerii, care în medie au avut o valoare de 6,41 kcal/kg corp oră şi un consum de oxigen de peste 1,3 l/min (fig. 1).

La susţinere participă toată echipa: minerul conduce desfăşurarea operaţiilor, pe cînd ajutorul de miner şi vagonetarul execută transportul şi ajustarea materialului lemnos. Acest fapt este redat în graficul cronogramelor noastre pe oră, din care se poate vedea că pentru susţinere timpul de lucru al ajutorilor mineri şi al vagonetarilor este mai mare decît al minerilor. Astfel, în abatajele-cameră, dintr-o oră de lucru, minerul susţine doar 10 min, pe cînd ajutorul miner şi vagonetarul aproape 15 min (fig. 4).

În abatajele cu front lung, cu strate subţiri de cărbune, cu o grosime de 0,80—1 m, se folosesc puţine lemne şi acestea de dimensiuni mici; de aceea şi eforturile sînt de scurtă durată şi de mică intensitate.

Din datele noastre, timpul de susţinere în abatajele cu front lung, atît la mineri cît şi la ajutorii de mineri, sînt mai mici decît în abatajele-cameră (4'14" faţă de 10'5" pentru mineri şi 3'51" faţă de 14'4" pentru ajutorii de mineri).

Lucrul cu ciocanul pneumatic de abataj este una din cele mai importante operaţii. Ea este executată de miner şi mai rar de ajutorul său. Această muncă constă în manipularea, prin forţa braţelor, a ciocanului pneumatic în greutate de 8—10 kg, care prin lovituri dese (1 000 — 1 200 l/min) desprinde cărbunele din strat.

Cronogramele ne arată că pentru mineri, în abatajele cu front lung, dintr-o oră de activitate, peste 42 min sînt acordate acestei munci, iar pentru abatajele-cameră 21 min (fig. 4).

Din punct de vedere al intensităţii acestui tip de efort, datele noastre ne arată că cele mai frecvente valori ale oxigenului consumat pe minut se situează în jurul a 0,9 l/min, nedepăşind în nici un caz 1,5 l oxigen/min.

În activitatea cu ciocanul de abataj este de semnalat relaţia dintre intensitatea metabolismului şi poziţia înaltă sau joasă din care se mînueşte unealta de lucru.

Din aceste date rezultă că poziţiile înalte, care reclamă intervenţia activă a unor grupe musculare mai mari, au un metabolism ener-

getic mai crescut decît poziţiile joase. Tabela 1 exemplifică aceste date.

Tabela 1

Metabolismul energetic şi poziţia de lucru a minerului cu ciocanul de abataj

Înălţimea de lucru	Limite de variaţii [kcal/min]
1,70 — 2,10 m, în picioare cu mîinile în prelungirea corpului	4,89 — 5,31
1,20 — 1,40 m în picioare cu ciocanul de abataj sprijinit în umăr	3,20 — 3,83
Aplecat peste ciocanul de abataj înfipt în cărbune	2,00 — 2,83

Operaţia de lopătare a cărbunelui, caracteristică ajutorilor de mineri şi vagonetarilor, are drept scop să încarce materialul desprins prin explozie sau cu ciocanul de abataj, din strat, în vagonete, în jgheaburi oscilante sau transportoare cu benzi.

Lopătarea se execută cu o lopată specială cu fărăşul mare şi coada scurtă, de o greutate de cca. 4—5 kg, cu o capacitate de încărcare de 8—10 kg cărbune.

Operaţia de lopătare în abatajul-cameră, într-o primă fază, se realizează prin împingerea lopeţii sub cărbune, efort făcut prin forţa braţelor ajutat de genunchi şi coapsă, la care se adaugă presiunea exercitată prin înclinarea corpului înainte, datorită unei mişcări bruşte la care participă întregul aparat locomotor; o a doua fază, de ridicare a lopeţii încărcate, se realizează prin ridicarea braţelor şi extensia corpului, urmată de o mişcare oscilantă înapoi pentru elan, succedată de mişcarea de azvîrlire a încărcăturii în vagonet sau pe transportor. Ultima fază a mişcării este realizată printr-o extensie bruscă a braţelor urmată de îndreptarea corpului, care imprimă încărcăturii un impuls prin care aceasta este azvîrlită de pe lopată.

Lopătarea implică, din punct de vedere metabolic, un consum de oxigen crescut, atît în abatajele-cameră, cît şi în abatajele cu front lung.

Din cronogramele noastre constatăm că, în abatajele-cameră 1/3 din timp revine lopătării şi 2/3 din timp, lopătării din abatajele cu front lung; prin timpul efectiv de lucru mare şi prin intensitatea metabolică ridicată, această operaţie creşte mult metabolismul de lucru al ajutorilor de mineri şi vagonetarilor, care o execută preponderent.

Tabela 2

Metabolismul de efort în operaţia de lopătare pe loc de muncă (valori medii)

Loc de muncă	Nr. cazurilor	V [l/min]	O_2 [l/min]	[kcal/min]
Abataj-cameră	37	40,60	1,645	8,01
Abataj cu front lung	12	21,69	1,072	5,20

În abatajul-cameră valorile lopătării au variat între 5,24—11,96 kcal/kg corp oră; în abatajul cu front lung s-au înregistrat valori mai mici, în medie 5,20 kcal/kg corp oră (tabela 2).

Diferenţa netă între cele două feluri de lopătări se explică prin caracterele particulare ale lopătării în abatajele cu front lung, unde datorită înălţimii mici a acestora de 0,80—1 m, această operaţie se execută în decubit lateral drept şi stîng, cu mişcări care antrenează mai puţine grupuri musculare şi de o mai mică amplitudine.

Intensitatea metabolică în operaţia de lopătare prezintă variaţii nu numai în funcţie de locul de muncă şi gradul de antrenament al minerilor, dar şi de ritmul în care se lucrează (tabela 3).

Tabela 3

Metabolismul energetic în timpul lopătării

Ritm de lopătare	Cazuri	V [l/min]	O_2 [l/min]	[kcal/kg corp oră]
A) 20/min	D. E.	47,21	2,342	11,76
20/min	S. I.	49,98	2,354	11,67
B) 15/min	D. E.	34,39	1,764	7,47
15/min	S. I.	40,18	1,712	8,34
C) 10/min	D. E.	26,19	1,430	6,58
10/min	S. I.	23,30	1,191	5,53

Din tabela 3, unde lucrul este efectuat în acelaşi loc de muncă şi cu aceleaşi unelte de către doi mineri antrenaţi, se constată că ritmul de lopătare crescut este însoţit de o creştere importantă atît a ventilaţiei, cît şi a oxigenului consumat.

O altă operaţie, *lucrul cu sapa,* se execută mai mult în abatajele-cameră. De formă specială, cu lama triunghiulară şi coada scurtă, sapa, mînuită din poziţia aplecat înainte, strînge roca fărîmiţată pentru a fi încărcată cu lopata; se manipulează într-un ritm de 30—40 înfigeri în masa de cărbune pe minut.

Intensitatea efortului prezintă o valoare medie de 6,64 kcal/kg corp oră şi un consum de oxigen de 1,345 l/min.

Manevrarea vagonetelor încărcate cu cărbune, manual, de la o galerie de transport la abatajul respectiv şi apoi invers, reprezintă o activitate cu intensitate metabolică crescută. Astfel, manipularea vagonetelor încărcate pe plane înclinate cu pante uşoare, fie pentru acţiuni de frînare, fie pentru împingere, comportă o cheltuială de energie mare, ea variind în determinările noastre între 8,38 şi 9,70 kcal/kg corp oră.

La această muncă participă vagonetarul şi ajutorul de miner şi rareori minerul.

Ierarhizînd valorile medii ale metabolismului energetic pe operaţii, se constată că cele mai intense solicitări le întîlnim în operaţiile de lopătare, apoi la complexul susţinerii (tăierea cu ferăstrăul, securea etc.) şi, în sfîrşit, cu ocazia manipulării vagonetelor (tabela 4 şi fig. 2).

28 l/min cu 960—1260 l oxigen pe minut, valori mai mici decît datele noastre.

Pentru operaţiile de lopătare, tras cu sapa, susţinere şi manipularea vagonetelor, valorile noastre sînt apropiate de datele obţinute în minele de cărbuni din Scoţia, în 1955, care se

Tabela 4

Metabolismul energetic pe abataje şi operaţii (valori medii)

Loc de muncă	Operaţia	Nr. caz	V (l/min)	O_2 (l/min)	(kcal/min)	(kcal/h)	(kcal/proprii efort oră)
Abataj cameră	Perforare	18	25,16	0,966	4,74	284	176
	Lucrul cu ciocanul de abataj	15	24,93	0,944	4,61	277	169
	Lopătare	37	40,60	1,645	8,01	481	373
	Tras cu sapa	9	37,35	1,345	6,66	400	292
	Susţinere	8	39,87	1,588	7,73	464	356
	Manipulare de vagonete pline	12	32,09	1,529	7,31	439	331
Abataj cu front lung	Lucrul cu ciocanul de abataj	12	19,98	0,975	4,62	277	172
	Lopătare	12	21,69	1,072	5,20	312	209

Comparînd datele noastre cu cele ale lui Foubert, Balgairies şi Quinot, se constată că pentru unele operaţii sînt deose-

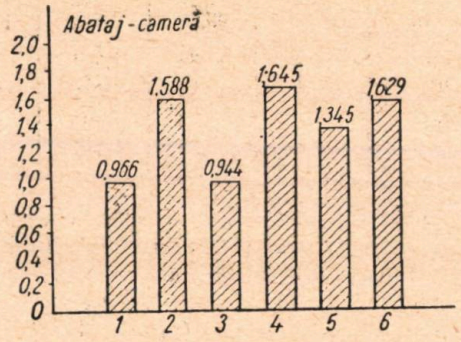


Fig. 2. Consumul de oxigen pe operaţii în abatajele cameră [l/min] :
1 — perforare; *2* — susţinere; *3* — lucru cu ciocane de abataj; *4* — lopătare; *5* — lucru cu sapa; *6* — manipularea vagonetelor.

biri din punct de vedere al ventilaţiei şi oxigenului consumat pe minut. Astfel, ei indică pentru perforare o ventilaţie de 16—24 l de aer pe minut şi 0,530—0,740 l de oxigen pe minut, iar pentru lopătare un debit respirator de 23—

grupează în jurul a 7 kcal/min.

Dacă comparăm intensitatea medie a operaţiilor atît ca valoare absolută, cît şi ca ierarhizare, datele noastre sînt apropiate de datele cercetătorului maghiar E. Szalay, pentru activităţile pe care le întîlnim atît la noi, cît şi în bazinul de cărbuni din R.P. Ungară (tabela 5).

Acest fapt dovedeşte că procesul tehnologic şi condiţiile generale de exploatare, în operaţiile fundamentale, sînt asemănătoare cu cele întîlnite în abatajele-cameră în mina cercetată de noi.

În abatajele cu front lung, din datele noastre, pentru aceeaşi operaţie se observă că intensitatea muncii variază cu grosimea stratului de cărbune ; în locurile de muncă înalte doar de 0,8—1m, în strate subţiri de cărbune şi înclinate (30—33°), se constată pentru lopătare un consum moderat de oxigen de 0,806—0,960 l/min, pe cînd în abatajele cu front lung înalte de 1,20—1,50 m şi cu o mai mică înclinare, consumul de oxigen poate ajunge pînă la 1,5 l oxigen pe minut.

Urmărind debitul respirator şi nivelul con-

Tabela 5

Metabolismul energetic în abatajul—cameră
Rezultate Szalay — rezultate proprii

Nr. crt.	Operaţii de bază	Debit respirator		O_2 (l/min)		(kcal/min)	
		Rezultate		Rezultate		Rezultate	
		Sz	proprii	Sz	proprii	Sz	proprii
1	Lopătare	40,26	40,60	1,700	1,645	8,06	8,01
2	Manevrare de vagonete	34,54	32,09	1,320	1,529	6,38	7,31
3	Transport de materiale	31,76	31,45	1,310	1,342	6,27	6,41
4	Lucrul cu ciocanul de abataj	27,50	24,93	1,080	0,944	5,20	4,61
5	Perforare	25,74	25,16	0,920	0,966	4,36	4,74

sumului de oxigen pe minut, în operația de lopătare în abatajul-cameră și cel cu front lung (valori medii ale celor două feluri de abataje cu front lung studiate), se constată că cele mai mari valori le întîlnim în abatajul-cameră (tabela 6 și fig. 3).

Ținînd seama de spațiul restrîns în care se desfășoară munca, senzația de oboseală se explică prin particularitățile poziției de lucru (decubit lateral, decubit dorsal, poziție șezîndă), care reclamă numeroase componente statice și care prin asaltul impulsurilor proprioceptive de

Tabela 6

Metabolismul de efort în operația de lopătare, pe locuri de muncă

Loc de muncă	Nr. cazurilor	*V* [l/min]	O_2 [l/min]	[kcal/min]
Abataj-cameră	37	40,60	1,645	8,01
Abataj cu front lung	12	21,69	1,072	5,20

Diferența semnalată mai sus este explicabilă ținînd seama de particularitățile lopătării, mai ales în abatajul cu front lung cu strat subțire de cărbune; în acest loc de muncă, care are o înălțime doar de 0,8—1 m, spațiul în care se desfășoară munca este foarte mic. În aceste condiții lopătarea se execută șezînd sau în decubit lateral drept și stîng, în atitudini care cuprind mișcări cu momente dinamice de mică amplitudine, însă cu numeroase componente statice.

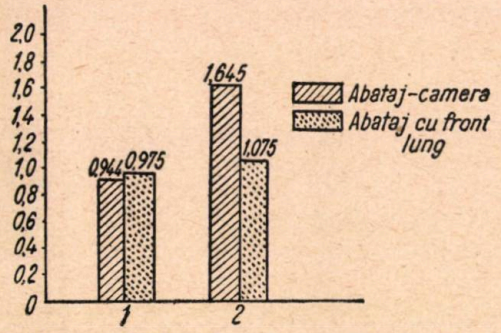


Fig. 3. Consumul de oxigen la operațiile de lopătare și lucru cu ciocane de abataj în abatajele cameră și abataje cu front lung [l/min]:
1 — lucrul cu ciocanul de abataj; *2* — lopătare.

Alături de intensitatea mai mică a lopătării, în abatajul cu front lung menționăm apariția frecventă după perioadele de muncă a senzației de oboseală.

Astfel, deși lopătarea în abatajul cu front lung atinge doar 1 l oxigen pe minut, senzația de oboseală a fost găsită la toți muncitorii cercetați, cu mult mai accentuată decît în abatajele-cameră, cu toate că aici intensitatea lopătării depășește deseori 2 l oxigen pe minut.

La aceasta trebuie să adăugăm și faptul că în abatajele cu front lung cercetate de noi, compoziția chimică a aerului, bioxidul de carbon și oxigenul, fiind mai apropiate de aerul atmosferic de la suprafața minei, a fost mai avantajoasă efectuării muncii decît aceea a aerului din abatajele-cameră.

la nivelul musculaturii, tendoanelor articulațiilor, întreține vreme îndelungată focare de excitație în sistemul nervos central.

Aceleași constatări au fost confirmate și de cercetarea celeilalte operații care se execută în abatajul cu front lung, anume lucrul cu ciocanul pneumatic. Această activitate executată atît în abatajele cu front lung, cît și în abatajele-cameră, din punct de vedere al consumului de oxigen, prezintă valori apropiate: 0,944 l oxigen pe minut în abataj-cameră, față de 0,975 l oxigen pe minut în abatajul cu front lung.

Cu toate acestea, relevăm aceeași senzație subiectivă de oboseală, cu localizare preponderentă în mușchii dorsali, ai umărului și în mușchii susținători ai capului, mult mai manifestă în abatajele cu front lung cercetate.

Valorile și caracteristicile metabolismului de efort depind de îndemînarea și cunoștințele profesionale ale muncitorilor studiați.

Caracteristic este cazul vagonetarilor A. I. și P. A. care trei zile în munca subterană, în timpul celor 8 ore de lucru, au prezentat un plus, chiar în perioadele de repaus, de peste 100 pulsații/min, în timp ce în afara minei, valoarea era de 65—72 pulsații/min; consumul lor de energie în timpul celor 8 ore de lucru a fost cu 1 000 de calorii mai mare decît acela al tovarășilor lor de profesie. Aceasta se datorește atît volumului mare de excitanți neobișnuiți, caracteristici muncii în subteran, care au menținut o stare de excitație continuă a centrilor nervoși, cît și unei coordonări deficitare, care se traducea prin complexul de mișcări neadecvate și numeroase cu care aceștia manevrau vagonetele.

Și mai elocvent este cazul fruntașilor în muncă, care, pentru aceeași activitate, au un metabolism de efort mai mic decît alți muncitori. În acest sens prezentăm în tabela 7 două operații executate de o echipă de lucru în care minerul șef este fruntaș în muncă, iar restul tovarășilor de lucru au o vechime de la 3 la 6 luni.

Tabela 7

Metabolismul de efort, echipa H. I.

Nume şi profesiune	Vîrsta	Vechimea	V [l/min]	O_2 [l/min]	[kcal/min]
Lopătare					
(3 min; lopată specială)					
H.I., miner fruntaş	40	18 ani	27,12	0,982	4,76
B.V., ajutor miner	26	6 luni	41,33	1,347	6,46
F.I., vagonetar	25	3 luni	42,62	1,517	7,80
Ciocanul de abataj					
H.I., miner fruntaş	40	18 ani	15,79	0,527	2,50
B.V., ajutor miner	26	6 luni	18,98	0,661	3,65

Se desprinde din aceasta că experienţa de muncă şi cunoştinţele tehnice sînt factori deosebit de importanţi care pot reduce valoarea metabolismului de efort din diferite operaţii.

Munca minieră şi condiţiile particulare ale mediul de lucru

In abatajele cu front lung şi majoritatea abatajelor-cameră cercetate, ventilaţia generală fiind mai bună şi compoziţia aerului inspirat este mai apropiată de aerul de la suprafaţă; în aceste locuri de muncă oxigenul nu a coborît sub 20%, iar bioxidul de carbon a variat între 0,05—0,5%.

Din punct de vedere al compoziţiei chimice se constată că în unele abataje-cameră oxigenul inspirat coboară pînă la 16%, iar bioxidul de carbon creşte pînă la 3%.

Cu toate acestea, efectuarea muncilor în subteran în aceste locuri de muncă, chiar la solicitări metabolice care se apropie de plafonul consumului de oxigen, ne indică gradul de adaptare pe care şi l-au cîştigat aceşti mineri. Această adaptare observată de noi în condiţiile reale de producţie concordă cu datele experimentale ale lui A. T. Miller, 1940; G. Lehmann, 1953 ş.a., care au arătat că reacţia hiperventilatorie la concentraţii ridicate de bioxid de carbon este mult diminuată în condiţiile unei adaptări îndelungate.

Adaptarea la creşterea bioxidului de carbon a fost remarcată de Schaeffer la marinarii de pe submarinele rămase multă vreme în submersie, afirmînd că această obişnuinţă s-ar datora în special micşorării sensibilităţii centrului respirator la concentraţii mărite de bioxid de carbon (3—5%), (citat de W. O. Fenn, H. Rahn şi A. B. Otis, 1950).

Alături de compoziţia chimică a aerului trebuie adăugată posibilitatea acţiunii factorilor microclimatului; din acest punct de vedere factorii meteorologici din ambele locuri de muncă se deosebesc de microclima de la suprafaţa minei.

In abatajele cu front lung cercetate, temperatura aerului a fost cuprinsă între 19 şi 22°C, cu o umiditate relativă de 70—75%.

La abatajele-cameră, atît temperatura cît şi umiditatea relativă au avut valori mai mari, anume: temperatura între 24 şi 28°C şi umiditatea între 85 şi 90%.

Din punct de vedere al relaţiilor dintre schimburile respiratorii şi microclimatul din subteran, menţionăm că într-un abataj-cameră cald, la 200 m sub nivelul orizontului suprafeţei minei, determinîndu-se metabolismul de repaus, înainte de începerea muncii, la toţi cei trei mineri cercetaţi s-a constatat că valoarea consumului de energie se situează în jurul unei calorii pe kg corp oră. Repetîndu-se aceste metabolisme de repaus dinaintea muncii, s-au obţinut valori asemănătoare cu primele, care ne indică prezenţa unei adaptări la temperatură ridicată şi printr-o scădere a nivelului arderilor din organism.

Acest fapt evidenţiază rolul important al celei mai tinere funcţii pe scară filogenetică, funcţia de termoreglare, precum şi relaţiile care se stabilesc între mecanismele termoregulatorii şi procesele muncii. Intre factorii care semnalizează munca şi care cresc metabolismul, factorii care semnalizează condiţia particulară a temperaturii ridicate şi care scad metabolismul, se pare că fenomenul adaptării se încadrează în primul rînd în sensul unei termoreglări eficiente.

Intrucît munca de cercetare s-a desfăşurat în două anotimpuri, în sezonul cald (luna iunie) şi în sezonul rece (luna noiembrie), prin cercetarea făcută s-a urmărit şi dacă munca minieră este influenţată de variaţiile climei.

Din cercetările noastre rezultă că microclimatul la locul de muncă în abatajele studiate a avut oscilaţii foarte mici, cuprinse între 0,5—1°C, ceea ce a făcut ca intensitatea muncii pentru diferitele operaţii de bază să nu aibă variaţii la muncitorii studiaţi în cele două anotimpuri.

Influenţa macroclimatului s-a constatat numai asupra metabolismului de întreţinere, cu ocazia recoltărilor de la suprafaţa minei; în aceste probe determinările noastre au arătat o creştere metabolică cu 8% iarna, faţă de sezonul verii. Aceste date confirmă rezultatele obţinute de dr. Gonţea şi colaboratorii săi în industria metalurgică, forestieră şi petroliferă, în anii 1950—1952, care au găsit o creştere a metabolismului de întreţinere în anotimpul rece cu 10—15% faţă de anotimpul cald.

Consumul de energie pe 8 ore de lucru şi pe 24 ore

În cursul normei de timp de 480 min minerii, ajutorii de mineri şi vagonetarii au perioade de activitate întreruptă de un repaus de 20—30 min, timp legat de evacuarea gazelor şi a prafului după puşcare şi micropauze de 2—4 min, în cadrul diferitelor operaţii.

La acestea, uneori, se adaugă pauze tehnologice.

În ansamblul celor 8 ore raportul pauză : efort a variat între 1 : 5 — 1 : 8; aceste date se deosebesc de regimul de muncă din alte industrii, spre exemplu, industria metalurgică (I. Ardeleanu, I. Gonţea, C. Berdan), raport pauză : efort 1 : 1 sau industria petroliferă, raport 1 : 2 (după cum reiese din cercetările lui I. Gonţea, I. Mihăilă, C. Berdan, T. Niculescu, 1951—1952).

Ţinînd seama de datele profesiogramelor efectuate, de perioadele de activitate şi de repaus, metabolismul energetic pentru cele 8 ore de lucru în abatajele-cameră şi cu front lung au următoarele valori (tabela 8).

Tabela 8

Metabolismul energetic pe 8 ore şi pe profesii (valori medii)

Profesiunea	Abataj-cameră	Abataj cu front lung
Miner	2523	2222
Ajutor de miner	2941	2355
Vagonetar	3141	—

Din această tabelă se constată că munca în abatajele- cameră comportă un consum de energie mai mare decît aceea din abatajele cu front lung.

În abatajele-cameră cele mai mari valori le întîlnim la vagonetari (3 441 calorii pe 8 ore), apoi la ajutorii de mineri (2 941 calorii pe 8 ore) şi în urmă la mineri (2 523 calorii pe 8 ore).

Diferenţierea aceasta se datoreşte specificului de muncă deosebit al fiecărei profesiuni.

Din cronogramele noastre se constată că la vagonetarii din abatajul-cameră operaţiile cu efortul cel mai intens — lopătarea şi susţinerea — au cea mai lungă durată, anume de 40 minute dintr-o oră, comportînd un metabolism energetic de 332 calorii din totalul de 430 calorii pe oră pentru toate operaţiile executate (tabela 10 şi fig. 4).

Ajutorii de mineri au de asemenea un consum mare de energie, pentru că participă preponderent la operaţiile de susţinere şi lopătare, pentru care consumă 255 calorii din totalul de 367 calorii pe oră.

Minerul, avînd însă ca operaţie principală lucrul cu ciocanul de abataj, prestează un efort de intensitate mai redusă decît munca principală a vagonetarilor şi ajutorilor de mineri.

În abatajele cu frontul lung, cheltuiala de energie pe profesiuni este cea mai mică întrucît munca are aici o intensitate redusă şi este mai puţin variată.

Minerul, pentru lucrul cu ciocanul de abataj (muncă principală), din cronograma pe oră foloseşte 43 min pentru această operaţie, cheltuind 202 calorii din totalul de 277 calorii pe oră; ajutorul de miner, avînd ca operaţie principală lopătarea care reprezintă 40 minute dintr-o oră

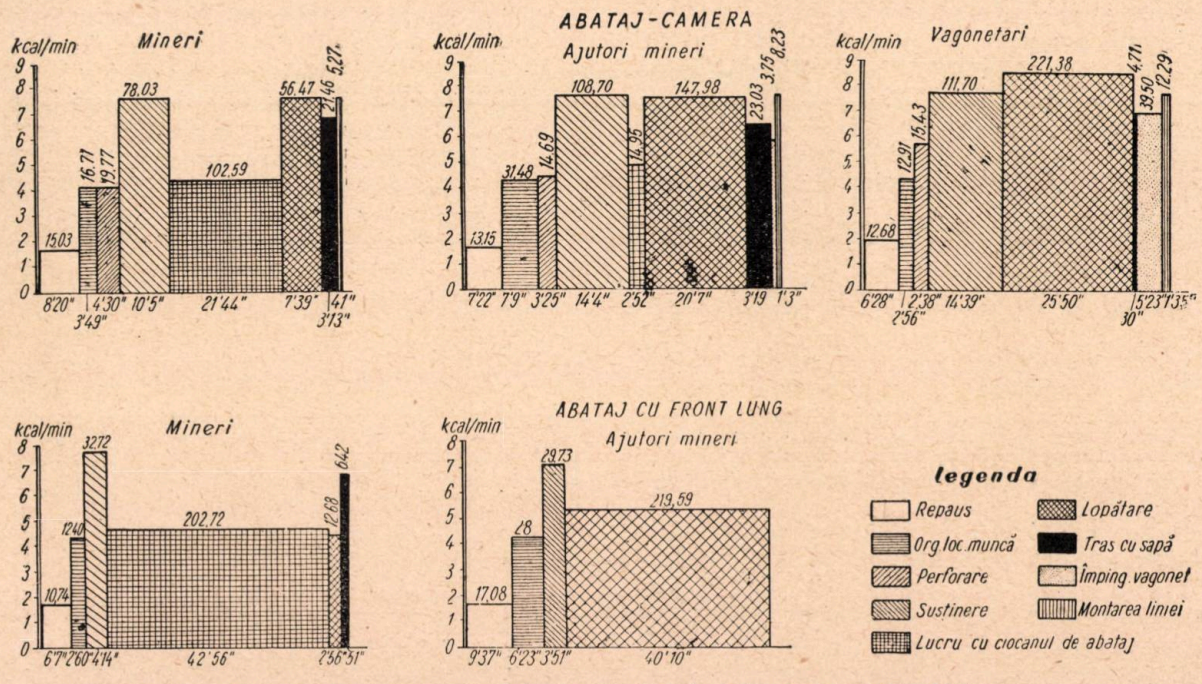


Fig. 4. Consum de energie în munca de extragere a cărbunelui.

Cifrele deasupra dreptunghiurilor din diagrame reprezintă consumuri totale de kilocalorii pentru operaţia respectivă. Duratele sînt date în valori medii pe axă.

de lucru consumă pentru această operație 219 calorii din totalul de 294 calorii pe oră.

Aceste date sînt cu 200—300 calorii pe 8 ore mai mari decît cele găsite de Vennewald, datorită probabil condițiilor și specificului de muncă deosebit al minelor cercetate.

Ținînd seama de metabolismul energetic al celor 8 ore de lucru și adăugînd valoarea metabolismului de întreținere al celor 16 ore în afara minei s-a obținut consumul de energie pe 24 ore, așa cum reiese din tabela 9.

În sfîrșit, dacă am situa meritul din abatajele de cărbuni în raport cu celelalte activități industriale, ținînd seama de intensitatea muncii în operațiile executate sub valoarea plafonului consumului de oxigen, după clasificarea lui A. A. Letavet, am încadra-o în grupa muncilor de intensitate medie, sub grupa grea.

Termenul deseori uzitat de „muncă grea" care se acordă muncii din minele de cărbuni se adresează nu atît intensității metabolice, cît condițiilor particulare care se referă la ambianța de lucru cu variații mari ale compoziției

Tabela 9

Metabolismul energetic pe 8 ore de lucru și pe 24 de ore

Profesiunea	Abataj-cameră		Abataj cu front lung	
	(kcal /8 ore lucru)	(kcal/24 ore)	(kcal/8 ore lucru	(kcal/24 ore)
Miner	2 523	4 213	2 222	3 908
Ajutor de miner	2 941	4 631	2 355	4 034
Vagonetar	3 441	5 302	—	—

Din această tabelă rezultă că cele mai mari valori le întîlnim în abatajele-cameră, fiind cuprinse după diferitele profesiuni între 4 213 calorii pe 24 de ore pentru miner și 5 302 calorii pe 24 de ore pentru vagonetar.

În abatajele cu front lung valorile întîlnite au fost apropiate pentru cele două profesiuni, de miner și ajutor de miner, respectiv 3 908—4 034 calorii pe 24 de ore.

Aceste rezultate ne arată că în munca subterană caracteristicile metabolismului energetic nu se grupează ca un ansamblu omogen, ci diferențiat, după profesia și locul de muncă pe care-l ocupă muncitorul considerat.

Determinarea nevoilor energetice a 19 mineri într-o mină de cărbune din Scoția (Garry R. C. și colaboratorii săi, 1952—1955) arată un consum de 3 660 calorii pe 24 de ore. Această valoare mică este explicabilă prin faptul că 38% din timpul de lucru minerii și-l petreceau în repaus.

Sakrinkov și Molceanova O., din datele anchetelor alimentare din bazinul de cărbuni din sudul Moscovei, au indicat 4 100 calorii pe 8 ore.

G. Lehmann, 1953, indică pentru minerii din industria carboniferă un consum de energie cuprins între 4 200 și 5 000 calorii pe 24 de ore; între aceste limite se grupează majoritatea datelor noastre din abatajele-cameră, cu excepția vagonetarilor.

Rezultatele lui E. Szalay sînt apropiate de datele noastre, pentru miner — 4 637 calorii pe 24 de ore, față de 4 213 calorii pe 24 de ore date proprii; pentru ajutor miner — 4 574 calorii pe 24 de ore, S. Szalay, față de 4 631 calorii pe 24 de ore date proprii și pentru vagonetar 5 054 calorii pe 24 de ore, S. Szalay, față de 5 302 calorii pe 24 de ore date proprii.

chimice a aerului, cu caracteristici deosebite ale microclimatului din subteran, precum și condițiilor de prăfuire care poluiază atmosfera de lucru.

Cercetările ulterioare vor trebui să cuprindă, alături de caracterizarea intensității eforturilor, a regimului de lucru și a datelor de mediu, studierea sistematică a stereotipului de lucru și să evalueze participarea activă a sistemului nervos nu numai în menținerea, dar și în creșterea capacității de muncă.

CONCLUZII

Din rezultatele cercetărilor efectuate pe 42 muncitori subterani într-unul din bazinele de cărbuni mari ale țării noastre în lunile iulie și noiembrie 1953, în abatajele-cameră și abatajele cu front lung, se desprind următoarele:

1. Munca minieră are un caracter ciclic; în succesiunea operațiilor se disting perioade de efort care ating 10—11 cal/kg corp oră (lopătarea, transportul materialului lemnos, manevrarea vagonetelor) alternînd cu eforturi de mai mică intensitate, 4—5 cal/kg corp oră (perforare, lucrul cu ciocanul de abataj și munci auxiliare).

2. Regimul de muncă în subteran se deosebește de alte regimuri de muncă industriale de la suprafață. În afara unei perioade de 20—30 min, condiționată de operația pușcării cărbunelui, se disting micropauze de 2—3 min.

Raportul efort : pauză a variat în abatajele cercetate între 5 : 1—8 : 1.

3. Încărcarea cu lopata și lucrul cu ciocanul de abataj în abatajele cu front lung înguste, deși ca intensitate metabolică au un consum moderat de oxigen (în jurul unui litru de oxigen pe minut) se însoțesc de senzații accentuate de oboseală, particularitate care reliefează ro-

lul poziției de muncă, cu numeroase componente statice, care întreţin o stare de excitaţie prelungită a centrilor nervoşi.

4. S-a remarcat o adaptare crescută a minerilor în unele locuri de muncă, faţă de creşterea bioxidului de carbon din aerul abatajelor (pînă la 3%) şi faţă de temperatura ridicată a aerului (între 30 şi 32°C).

5. Valoarea metabolismului energetic pe 8 ore de muncă în subteran a fost mai mare în abatajele-cameră decît în cele cu front lung; pentru acelaşi loc de muncă ajutorii de mineri şi vagonetarii au valori mai mari decît minerii (abataj-cameră: minerii — 2 523 calorii pe 8 ore, ajutorii de mineri — 2 941 calorii pe 8 ore, vagonetarii — 3 441 calorii pe 8 ore; abataj cu front lung: minerii — 2 222 calorii pe 8 ore, ajutorii de mineri — 2 355 calorii pe 8 ore).

6. Consumul de energie al muncitorilor subterani, pe zi, a fost cuprins între 4 000 şi 5 300 calorii.

Bibliografie

1. Ardeleanu I., Gonţea I., Suţescu P., Vintilă P., *Cercetări asupra intensităţii efortului şi asupra rolului scoarţei cerebrale în procesul de adaptare a organismului în munca forestieră,* Buletin şt. Ac. R.P.R., 1952, Tom. IV, nr. 3, pag. 671.
2. Ardeleanu I., Gonţea I., Berdan C., Vintilă P., Elias R., *Cercetări asupra metabolismului energetic la metalurgiştii care lucrează la temperatură ridicată,* Bul. şt. Ac. R.P.R., 1953, Tom. V, nr. 4, pag. 669—691.
3. Barhad B., Sarf I., Petrescu L., *Cercetări asupra condiţiilor de prăfuire în lucrările miniere din stratul steril dintr-o exploatare carboniferă,* Comunicările sesiunii ştiinţifice a Inst. Ig. şi Inst. I.M. şi B.P. R.P.R. Buc., 1955, pag. 171.
4. Barhat B., Ionescu C., *Cercetări asupra gazelor de mină în lucrările de înaintare într-o exploatare carboniferă,* Comunicările sesiunii ştiinţifice a Inst. Ig. şi Inst. I.M. şi B.P. R.P.R., Buc., 1955 pag. 179—181.
5. Bîkov C. M.: *Scoarţa cerebrală şi organele interne,* Editura de Stat, Buc., 1949.
6. Benetato Gr., Baciu I., Derevenko P., Donovan Gh., Rosenfeld E., Toader C., Vasilescu V.: *Cercetări de fiziologia muncii, valoarea şi dinamica schimburilor energetice la muncitorii subterani dintr-un bazin minier,* Studii şi cercetări ştiinţifice, 1951, nr. 1—2, pag. 248—259.
7. Benetato Gh., Baciu I., Derevenko P., Donovan Gh., Budai I., Rosenfeld E., Vasilescu V., Cuparenko B., Toader C., Grosu L., Cojocaru A.: *Valoarea şi dinamica schimburilor energetice la muncitorii metalurgişti şi forestieri,* Bul. şt. Ac. R.P.R., 1952, Tom. IV, nr. 3, pag. 679.
8. Fenn O. V., Rahn H., Otis A. B.: *Respiratory system,* Anual review of Physiologie, California, 1950, pag. 185—186.
9. Foubert P., Balgairies E., Quinot E.: *Recherches sur les echanges respiratoires chez l'ouvrier mineur au travail,* Arch. des Malad. Prof., 1953, nr. 1.
10. Gonţea I., Mihăilă I., Berdan C., Niculescu T.: *Cercetări asupra schimburilor respiratorii şi a cheltuielii de energie în munca de foraj din industria petroliferă,* Comunicările sesiunii ştiinţifice a Inst. Ig. şi Inst. I.M. şi B.P. R.P.R., Bucureşti, 1955, pag. 277—278.
11. Lehman G.: *Praktische Arbeitsphysiologie,* Ed. G. Thieme, Stuttgart, 1953, pag. 143.
12. Letavet A. A., Caplun S. I.: *Curs de igiena muncii,* Ed. de Stat, Buc., 1949.
13. Lieberson J., Marquez P.: *Recherches sur le travaii à température elevée efectué dans une mine artificielle,* Le Travail humain, 1934, vol. 2., pag. 39.
14. Miller T. A.: *Aclimations to carbon dioxid. A study of chemical and cellular changes in the blood,* Am. J. Physiol, 1940, vol. 129, nr. 3, pag. 524—532.
15. Mihăilă I., Berdan C., Pafnote M., Grădină C.: *Cercetări asupra schimburilor energetice în munca de extragere a cărbunelui,* Comunicările sesiunii ştiinţifice a Inst. Ig. şi Inst. I.M. şi B.P. R.P.R., Bucureşti, 1955, pag. 183—185.
16. Pompilian V., Ionescu C., Nestorescu B., Roventa A.: *Cercetări asupra compoziţiei aerului şi eficienţei ventilaţiei în abataje, într-o exploatare carboniferă,* Comunicările sesiunii ştiinţifice a Inst. Ig. şi I.M. şi B.P. R.P.R., Buc. 1955, pag. 179—181.
17. Schaefer K. E.: *Symposion and submarin Medicine US.. Fleet Naval Forces Germany,* Tehnical section (Medical), pag. 386.
18. Szalay E.: *Melyszini banyaszdolgozok energia szuksegletese vonatkozo vizsgalatok,* Orvoşi Hetilap, 1953, vol. 31, pag. 854—859.
19. Vennewald H. Arb. Phys.: *Uber Eigenreflexe bei schnell verlaufenden mechanisch erzwungenen Bewegungen,* 1941, nr. 11, pag. 361.
20. Veresciaghin M. C.: *Cercetări în jurul activităţii statice,* Teoria şi practica culturii fizice, 1952, nr. 8, pag. 8—28.

Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării și valorificării cărbunilor bruni lemnoși (ligniți), din R.P.R.

Partea a II-a: Epurarea pe cale umedă a ligniților

I. Blum
Institutul de Energetică al Academiei R.P.R.

M. Rosenberg
Institutul Politehnic București

Al. Bădărău
ICEMIN București

A. Introducere

Într-o lucrare anterioară (1) a autorilor s-au analizat unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării și valorificării tehnice a cărbunilor bruni lemnoși din țară. Analiza făcută s-a referit la ciuruirea lignitului brut și separarea sa pe două sorturi granulometrice (0—30 și +30 mm), precum și la arderea cărbunelui brut sau prelucrat, nemijlocit la locul de extracție sau la consumatori situați la distanțe mai mari (200—300 km) de mină.

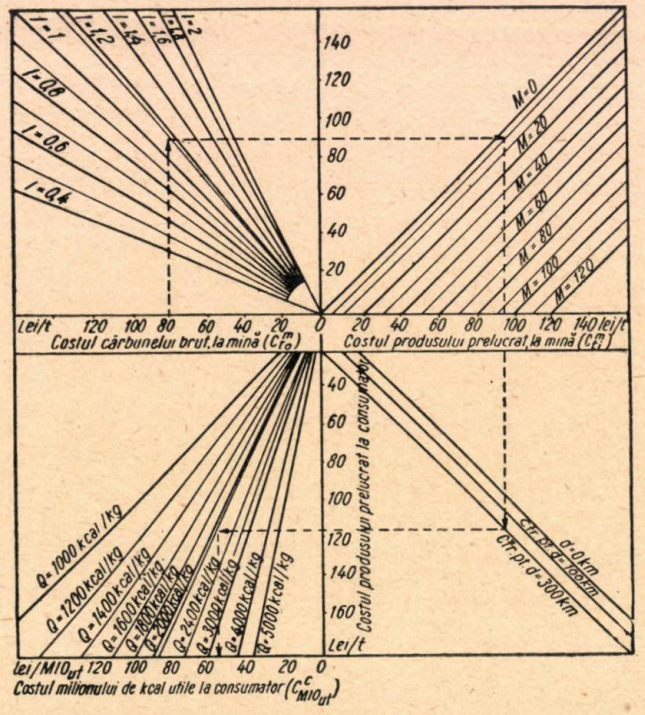


Fig. 1. Nomogramă pentru calculul prețului de cost pe tonă și milionul de kcal utile, la consumator pentru lignitul (0—30 mm) brut și prelucrat.

Pentru calculul prețului de cost pe tonă și unitate calorică utilă, la produsele obținute prin prelucrare, s-au folosit relațiile generale, stabilite în studiul menționat mai sus, și anume:

$$C^c_{t_i} = I_i\, C^m_{t_0} + \frac{C_{pr}}{a_i} + C_{tr} \quad \text{[lei/t]} \qquad (1)$$

și

$$C_{\text{MIO}_i ut} = \frac{\left(I_i C^m_{t_0} + \frac{C_{pr}}{a_i} + C_{tr}\right) \cdot 1\,000}{Q_i} \quad \text{[lei/MIO kcal utile]} \qquad (2)$$

precum și nomograma de calcul, întocmită în baza acestor formule și redată în fig. 1.

În relațiile (1) și (2), de mai sus, termenii și indicii folosiți au următoarele semnificații:

- $C^c_{t_i}$ reprezintă costul tonei de combustibil, A_i, la consumator, în lei/t;
- I_i — indicele de concentrare a conținutului caloric util al combustibilului $\left(I_i = \frac{Q_i}{Q_0}\right)$;
- $C^m_{t_0}$ — costul tonei de combustibil brut, la mină, în lei/t;
- C_{pr} — costul prelucrării, raportat la tona de combustibil brut, în lei/t;
- C_{tr} — costul transportului de la locul de extracție pînă la consumator, în lei/t;
- a_i — cantitatea de combustibil prelucrat, obținută dintr-o tonă de cărbune brut în t/t;
- $C_{\text{MIO}_{ut}}$ — costul milionului de kcal utile, în lei/MIO kcal utile;
- Q_i — conținutul caloric util al combustibilului A_i, în kcal/kg;
- i — indice care se referă la un combustibil dat, A_i.

În lucrarea anterioară (1) s-a arătat în concluzie că:

a) utilizarea cea mai raţională pentru mărunţii de lignit din ţara noastră o constituie arderea lor ca atare, în termocentrale, chiar la locul de extracţie;

b) transportul la distanţă a acestui combustibil bogat în balast devine oneros în raport cu transportul altor combustibili cu indici de concentrare mai ridicaţi (lignit ciuruit, deshidratat, brichetat etc.);

c) dacă din anumite considerente — deficit de combustibili, excedent de mărunţi etc. — se impune totuşi, pentru o anumită perioadă transportul lignitului mărunt la distanţe mai mari de mină sau folosirea acestui „deşeu" ca materie primă pentru prelucrări tehnologice mai complexe (ca de ex.: brichetarea), trebuie analizat în ce măsură este economică o epurare prealabilă a acestora.

În cele ce urmează se vor analiza unele aspecte tehnico-economice ale epurării pe cale umedă a lignitului mărunt brut.

B. Aspectele tehnico-economice ale epurării pe cale umedă a lignitului mărunt

Problema epurării uscate sau umede a cărbunilor bruni constituie, în genere, în ultimii ani, o largă preocupare a oamenilor de ştiinţă din diferite ţări. Diferiţi cercetători [2], [3], [4], [5], analizînd căile şi posibilităţile de epurare a cărbunilor bruni de sterilul argilos, nisipos, piritic sau calcaros conţinut, au ajuns la concluzii asemănătoare.

În general, dacă procedeele de epurare a cărbunilor bruni nu ridică probleme tehnice deosebite, ele putînd fi rezolvate în actualele condiţii ale tehnicii, economicitatea acestor procedee este adesea îndoielnică şi necesită, de la caz la caz, o analiză amănunţită.

În condiţiile zăcămintelor de ligniţi din ţara noastră, datorită cantităţilor mari de mărunţi (0—30 mm) ce rezultă şi necesităţii valorificării lor, datorită conţinutului ridicat de balast — umiditate şi cenuşă — din lignitul mărunt, precum şi greutăţilor mari tehnologice pe care le ridică îndeosebi cenuşa la brichetare şi ardere, se impune luarea în considerare a epurării lignitului mărunt pe diferite căi, pentru stabilirea posibilităţilor tehnice de epurare. În paralel însă, pentru a se putea trage o concluzie valabilă, trebuie analizate aspectele tehnico-economice ale problemei.

Încercări de epurare pe cale umedă a lignitului mărunt, 0—30 mm, au fost efectuate în cadrul Institutului de energetică al Academiei R.P.R. de către colectivul prof. I. Blum, urmărindu-se obţinerea a două produse: concentratul — incluzînd şi mixtele superioare — şi sterilul.

Rezultatele obţinute pînă în prezent au fost satisfăcătoare.

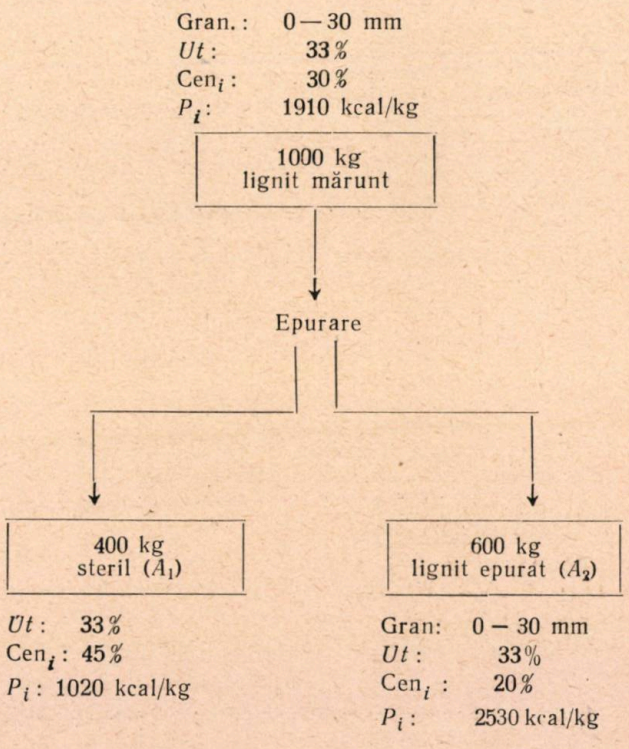
Astfel, pornind de la lignit mărunt de Schitu-Goleşti cu 30—35% Cen_{105}, s-a obţinut în aceste încercări un concentrat cu 15% Cen_{105}, la o recuperare de cca. 70%, sterilul avînd 65—68% Cen_{105}. La lignitul mărunt de Rovinari, cu o cenuşă iniţială de 48% (la 105°C), s-a obţinut un concentrat cu 17% Cen_{105} şi cu o recuperare de cca. 40%.

În genere, date fiind limitele largi de variaţie a conţinutului de cenuşă la ligniţii din ţara noastră şi textura diferită a ligniţilor de la zăcămînt la zăcămînt, se poate presupune că la epurarea umedă a acestora se vor obţine rezultate diferite, de la mină la mină, atît în ceea ce priveşte conţinutul de cenuşă la produsul epurat, cît şi recuperarea.

Pentru a permite analiza comparativă cu prelucrarea sumară — ciuruirea — prezentată în studiul menţionat anterior, se va porni, în calculul de mai jos, de la un lignit brut, mărunt, de granulaţie 0—30 mm, avînd caracteristicile chimico-tehnice medii, aşa cum rezultă din operaţia de ciuruire a lignitului brut analizată în (1).

Pentru analiza tehnico-economică a epurării lignitului mărunt, se va porni de la următoarea schemă de principiu, cu bilanţul material respectiv, redat în cele ce urmează.

În schemă s-a considerat că umiditatea rămîne constantă în decursul procesului de epurare. În realitate, la epurarea pe cale umedă, umiditatea lignitului brut creşte cu 4—10%. Totuşi, întrucît la o stocare de cîteva zile lignitul revine la echilibrul higroscopic anterior,



considerarea umidității ca fiind constantă, în calculele ce vor urma, corespunde realității.

La prepararea umedă a lignitului mărunt, ca în schema de mai sus, rezultă — ca și la ciuruire — două produse ale prelucrării: concentratul A_2*) și steriul, A_1.

In conformitate cu premiza enunțată în lucrarea (1) și aplicată în practică, concentratul — ca produs înnobilat — trebuie să suporte singur toate cheltuielile prelucrării.

Sterilul, A_1, în funcție de cantitatea procentuală de masă combustibilă ce o conține, poate servi uneori drept deșeu combustibil, utilizabil, iar alteori constituie un deșeu ce nu mai poate fi folosit și care trebuie evacuat pe haldă.

Primul caz — cînd sterilul mai este utilizabil pentru combustie — poate fi considerat analog preparării sumare a cărbunilor prin ciuruire, cu deosebirile corespunzătoare la randamente și indici calitativi, așa cum rezultă și din schemele tehnologice respective. In acest caz, se pot aplica întocmai formulele (1) și (2), stabilite în lucrarea [1] și menționate în introducerea prezentei lucrări. De asemenea, poate fi aplicată integral nomograma corespunzătoare, redată în fig. 1.

Al doilea caz reprezintă o abatere de la metoda generală de calcul. Această situație se caracterizează prin faptul că fracțiunea sterilă, A_1, deși mai are un conținut oarecare de substanță combustibilă și deci și un conținut caloric util corespunzător, nu prezintă totuși nici o valoare de utilizare. In acest caz, în relația de bază pentru calculul costului produselor obținute prin preparare,

$$C^m_{t_0} + C_{pr} = C^m_{t_1} a_1 + C^m_{t_2} a_2 \qquad (3)$$

așa cum a fost stabilită în (1), $C^m_{t_1}$ devine egal cu zero, deși $Q_1 \neq 0$.

Astfel relația (3) capătă următoarea formă:

$$C^m_{t_0} + C_{pr} = C^m_{t_2} a_2 \qquad (4)$$

de unde se poate deduce costul tonei de combustibil concentrat, la mină, $C^m_{t_2}$ care va fi dat de relația:

$$\boxed{C^m_{t_2} = \frac{C^m_{t_0} + C_{pr}}{a_2}} \text{ [lei/t]} \qquad (5)$$

In baza acestei relații (5) s-a întocmit și redat nomograma din fig. 2, care permite calculul grafic al costului tonei de produs prelucrat, A_2, la locul de extracție.

Din relația (5) se vede clar că în această ipoteză de calcul, care corespunde întocmai practicii industriale, fracțiunea concentrată, obținută prin prelucrare, suportă integral nu numai costul prelucrării, ci și costul materiei prime prelucrate.

Costul *milionului de kcal utile,* obținute la arderea combustibilului concentrat, A_2, la locul

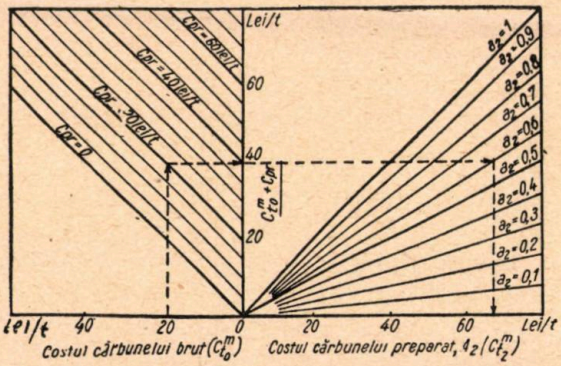


Fig. 2. Nomogramă pentru calculul prețului de cost la mină, pe tona de produs concentrat, A_2, obținut prin preparare.

de extracție și preparare, se poate determina prin relația:

$$\boxed{C^m_{\text{MIO}_2 ut} = \frac{\left(C^m_{t_0} + C_{pr}\right) \cdot 1\,000}{a_2\, Q_2}} \text{ [lei/MIO kcal utile]} \qquad (6)$$

Dacă acest combustibil concentrat — fracțiunea A_2 — urmează a fi folosit la distanțe mai mari de locul de extracție și preparare (200—300 km), atunci calculul prețului de cost per tonă și milionul de kcal utile, la consumator, se poate face, folosind relațiile (7) și (8) de mai jos, în care intervine, în plus, și costul transportului pînă la consumator, C_{tr}:

$$\boxed{C^c_{t_2} = \frac{C^m_{t_0} + C_{pr}}{a_2} + C_{tr}} \text{ [lei/t]} \qquad (7)$$

și

$$\boxed{C^c_{\text{MIO}_2 ut} = \left(\frac{C^m_{t_0} + C_{pr}}{a_2} + C_{tr}\right) \cdot \frac{1\,000}{Q_2}} \text{ [lei/MIO kcal utile]} \qquad (8)$$

Pentru compararea celor două variante de calcul, corespunzătoare celor două cazuri analizate mai sus, la prepararea lignitului mărunt se prezintă în tabela 1 — pentru ambele variante — formulele de calcul al prețului de cost pe tona și milionul de kcal utile, la mină și la consumator, pentru fracțiunile A_1 și A_2, obținute prin prepararea umedă a lignitului.

Pentru a permite un calcul grafic, rapid, al diferitelor cazuri ce pot surveni la prepararea lignitului mărunt, s-a întocmit — în baza relațiilor (7) și (8) — nomograma de calcul a prețului de cost, pe tonă și milionul de kcal

*) Pentru analogie cu notația folosită în lucrarea (1), s-a notat și aici combustibilul deșeu cu indicele 1 și concentratul cu indicele 2.

utile, la consumatori situaţi la diferite distanţe de locul de extracţie şi preparare (d = 0—300 km), pentru fracţiunea concentrată, obţinută prin preparare. Nomograma de calcul corespunde cazului II din tabela 1 şi se poate aplica în cazul cel mai frecvent întîlnit în practică, anume cînd fracţiunea A_1 — sterilul — constituie un deşeu inutilizabil. Nomograma de calcul este redată în fig. 3.

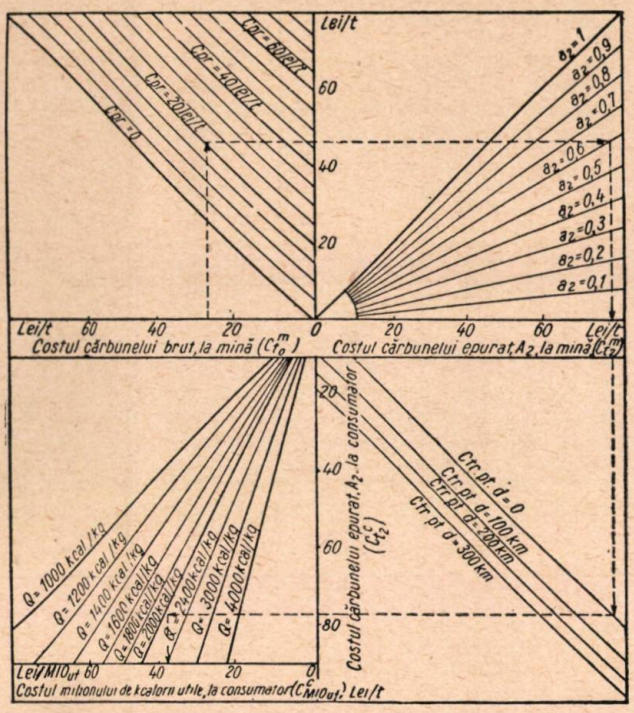


Fig. 3. Nomogramă pentru calculul preţului de cost pe tonă şi pe milionul de kcal utile, la consumator, pentru lignitul mărunt, brut şi epurat.

C. Calculul preţului de cost pe tona şi milionul de kilocalorii utile la produsele epurării umede a lignitului mărunt, brut

Pentru exemplificarea modului de aplicare practică a nomogramei redate în fig. 3, precum şi a relaţiilor (7) şi (8) menţionate mai sus, s-au analizat în tabela 2 — pe aceste baze — aspectele tehnico-economice ce rezultă la prelucrarea lignitului mărunt, 0—30 mm, în conformitate cu schema de prelucrare şi bilanţul de materiale prezentate anterior.

In tabela 2 s-a luat în considerare pentru calcul lignitul mărunt brut, cu preţ de cost la mină de 27,2, 54,4 şi 81,6 lei/t.

Acest preţ de cost pe tona de lignit mărunt, la mină, rezultă din calcul, la analiza aspectelor tehnico-economice (1) ale prelucrării prin ciuruire a unui lignit brut cu preţ de cost de 40, 80 şi 120 lei/t, la mină.

Calculul preţului de cost pe tonă şi milionul de kcal utile, la lignitul mărunt, brut şi concentrat, aşa cum este prezentat în tabela 2, este întocmit pe premiza — valabilă în practică — a obţinerii prin epurare a unui singur produs concentrat şi a unei fracţiuni sterile, inutilizabile.

Tabela 1

Tabelă comparativă a formulelor de calcul al preţului de cost, pe tonă şi milionul de kcal utile, pentru fracţiunile A_1 şi A_2 obţinute la epurarea lignitului mărunt.

Nr. crt.	Elemente de calcul	Simbol	Formule de calcul al preţului de cost pentru fracţiunea			
			A_1	A_2	A_1	A_2
			în cazul I: (cînd A_1 = deşeu utilizabil)		în cazul II: (cînd A_1 = deşeu inutilizabil)	
1	Costul tonei de produs prelucrat, la mină	$C^m_{t_i}$	$I_1 C^m_{t_0}$	$I_2 C^m_{t_0} + \frac{C_{pr}}{a_2}$	$C^m_{t_1} = 0$	$\frac{C^m_{t_0} + C_{pr}}{a_2}$
2	Costul tonei de produs prelucrat, la consumator, la distanţa d de locul de extracţie şi prelucrare	$C^c_{t_i}$	$I_1 C^m_{t_0} + C_{tr}$	$I_2 C^m_{t_0} + \frac{C_{pr}}{a_2} + C_{tr}$	$C^c_{t_1} = 0$	$\frac{C^m_{t_0} + C_{pr}}{a_2} + C_{tr}$
3	Costul milionului de kcal utile, la mină	$C^m_{MIO_i ut}$	$\frac{I_1 C^m_{t_0} \cdot 1000}{Q_1}$	$\left(I_2 C^m_{t_0} + \frac{C_{pr}}{a_2}\right) \frac{1000}{Q_2}$	$C^m_{MIO_1 ut} = 0$	$\frac{\left(C^m_{t_0} + C_{pr}\right) \cdot 1000}{a_2 \, Q_2}$
4	Costul milionului de kcal utile la consumator, la distanţa d de locul de extracţie şi preparare	$C^c_{MIO_i ut}$	$\frac{\left(I_1 C^m_{t_0} + C_{tr}\right) 1000}{Q_1}$	$\left(I_2 C^m_{t_0} + \frac{C_{pr}}{a_2} + C_{tr}\right) \frac{1000}{Q_2}$	$C^c_{MIO_1 ut} = 0$	$\left(\frac{C^m_{t_0} + C_{pr}}{a_2} C_{tr}\right) \frac{1000}{Q_2}$

Tabela 2

Calculul tehnico-economic al epurării umede a lignitului mărunt

Nr. crt.	Elemente de calcul	Simbol	Unit. de măsură	Caracteristici chimico-tehnice şi indici tehnico-economici comparativi		
1	2	3	4	5	6	7
1	Combustibilul folosit	—	—	lignit mărunt (0—30)	lignit mărunt epurat	steril
2	Caracteristicile chimico-tehnice ale combustibilului :					
	— Umiditate	U_t	%	33	33	33
	— Cenuşă	Cen_i	%	30	20	45
	— Put. calorif. inf.	P_i	kcal/kg	1 910	2 530	1 030
3	Randament termic : (ptr. $\varepsilon = 0{,}5\%/\%\ Cen_i$)	η_{t_i}	%	64,4	70,4	55,4
4	Conţinut caloric util	Q_i	kcal/utile / kg	1 230	1 900	570
5	Indice de concentrare prin prelucrare	I_i	—	1	1,55	0,4
6	Cantitatea de combustibil prelucrat, obţinut dintr-o tonă de cărbune brut	a_i	t/t	1	0,6	0,4
7	Costul prelucrării raportat la tona de cărbune brut	Cpr	lei/t	10	—	—
8	Costul prelucrării raportat la tona de combustibil prelucrat	M	lei/t	—	16,7	—
9	Costul transportului :					
	pentru $d = 0$ km	C_{tr}	lei/t	—	—	—
	pentru $d = 300$ km	C_{tr}	lei/t	18,5	18,5	—
	Cazul I: Utilizarea lignitului mărunt, brut sau prelucrat, la mină.					
	I_1 : Costul lignitului mărunt, brut = 27,2 lei/t *)					
10	Costul combustibilului la consumator	$C^c_{t_i}$	lei/t	27,2	62,0	—
11	Costul milionului de kcal utile la consumator	$C^c_{MIO_i ut}$	lei / MIO$_{ut}$	22,1	32,6	—
	I_2 : Costul lignitului mărunt brut = 54,4 lei/t *)					
12	Costul combustibilului la consumator	$C^c_{t_i}$	lei/t	54,4	107,3	—
13	Costul milionului de kcal utile la consumator	$C^c_{MIO_i ut}$	lei / MIO$_{ut}$	44,2	56,5	—
	I_3 : Costul lignitului mărunt brut = 81,6 lei/t *)					
14	Costul combustibilului la consumator	$C^c_{t_i}$	lei/t	81,6	152,7	—
15	Costul milionului de kcal utile la consumator	$C^c_{MIO_i ut}$	lei / MIO$_{ut}$	66,3	80,4	—

*) Preţul de cost menţionat rezultă din calculele prezentate în lucrarea (1) ; el corespunde preţului lignitului brut, ocnă, de 40,80 şi respectiv 120 lei/t.

Din analiza datelor rezultate prin calcul şi redate în tabela 2, se desprind următoarele concluzii :

1. Epurarea umedă a lignitului mărunt duce, în cazul analizat, la un concentrat cu un conţinut caloric de 50—60% mai mare decît al lignitului mărunt, brut, iniţial.

2. În cazul folosirii combustibilului la mină, dacă lignitul mărunt, brut, poate fi folosit *ca atare*, epurarea umedă a acestuia nu este avantajoasă din punct de vedere economic, deoarece preţul de cost al unităţii calorice utile obţinută prin arderea lignitului epurat este mai mare decît în cazul arderii lignitului mărunt.

3. Epurarea umedă devine evident avantajoasă atunci cînd lignitul brut, mărunt, nu poate fi utilizat ca atare şi — datorită conţinutului său ridicat de balast — constituie un deşeu ce trebuie aruncat pe haldă.

Tabela 3

Indici tehnico-economici comparativi, obținuți la valorificarea tehnică a lignitului brut pe diverse căi

Nr. crt.	Elemente de calcul	Unitate de măsură	Indici tehnico-economici comparativi la: Formele de combustie analizate					Total produse: În unit. de măsură	Total produse: În %
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	Produsele obținute din lignitul brut prin valorificarea tehnică a acestuia	—	lignit brut	lignit ciuruit (+30 mm)	lignit mărunt brut	lignit mărunt epurat	steril 0—30 mm	—	—
2	Cantitățile de produse obținute la valorificarea tehnică a lignitului, pe următoarele căi:								
	I — Arderea lignitului brut	t/t	1	—	—	—	—	1	100
	II — Ciuruirea lignitului brut și arderea ca atare a ambelor fracțiuni (+30 și 0 — 30 mm) obținute	t/t	—	0,7	0,3	—	—	1	100
	III — Ciuruirea lignitului brut și epurarea umedă a fracțiunii mărunte 0 — 30 mm cu obținerea unui concentrat și a unui steril utilizabil (pentru combustie)	t/t	—	0,7	—	0,18	0,12	1	100
	IV — Ciuruirea lignitului brut și epurarea umedă a fracțiunii mărunte 0 — 30 mm cu obținerea unui concentrat și a unui steril inutilizabil	t/t	—	0,7	—	0,18	(0,12)*	0,88	88
	V — Ciuruirea lignitului brut și arderea numai a lignitului ciuruit (+30 mm), mărunții obținuți fiind inutilizabili	t/t	—	0,7	(0,3)**	—	—	0,70	70
3	Conținutul caloric util al produselor obținute la valorificarea tehnică a lignitului	kcal utile/kg	1 810	2 090	1 230	1 900	570	—	—
4	Energia calorică utilă ce se obține la arderea produselor rezultate din 1 tonă lignit brut la valorificare, conf. pct. 1:								
	I — ardere ca atare	mii kcal utile	1 810	—	—	—	—	1 810	100
	II — ciuruirea cu utilizarea mărunților ca atare	„	—	1 463	369	—	—	1 832	101,2
	III — ciuruirea și epurarea	„	—	1 463	—	342	68	1 873	103,5
	IV — ciuruirea și epurarea	„	—	1 463	—	342	—	1 805	99,7
	V — ciuruirea fără utilizarea mărunților	„	—	1 463	—	—	—	1 463	80,8
5	Prețul de cost pe t la lignit brut sau prelucrat:								
	a) $C_{t_0}^m$ = 40 lei/t	lei/t	40	48 (59,3)***	27,2 (0)	62,0 (16,7)	—	—	—
	b) $C_{t_0}^m$ = 80 „	„	80	94 (116,4)***	54,4 (0)	107,3 (16,7)	—	—	—
	c) $C_{t_0}^m$ = 120 „	„	120	140(173,6)***	81,6 (0)	152,7 (16,7)	—	—	—
6	Costul produselor obținute din 1 tonă lignit brut, la valorificare, conf. pct. 1:								
	a) I — ardere ca atare	lei	40	—	—	—	—	40	100
	II — ciuruire cu utilizarea mărunților	lei	—	33,6	8,1	—	—	41,7	104,2
	III — ciuruire și epurare	„	—	33,6	—	11,2	—	44,8	112,0
	IV — ciuruire și epurare	„	—	33,6	—	11,2	—	44,8	112,0
	V — ciuruire fără utilizarea mărunților	„	—	41,7	—	—	—	41,7	104,2
	b) I — ardere ca atare	„	80	—	—	—	—	80,0	100,0
	II — ciuruire cu utilizarea mărunților	„	—	65,8	16,2	—	—	82,0	102,5
	III — ciuruire și epurare	„	—	65,8	—	19,3	—	85,1	106,4
	IV — ciuruire și epurare	„	—	65,8	—	19,3	—	85,1	106,4

*) sterilul fiind considerat inutilizabil nu a fost însumat la total.

**) lignitul mărunt (0 — 30 mm) fiind considerat inutilizabil, nu a fost însumat la total.

***) prețul de cost indicat în paranteză este valabil în cazul cînd mărunții obținuți prin ciuruire sînt utilizabili pentru ardere și se evacuează la haldă; în acest caz, valoarea fiind considerată zero, prețul de cost al lignitului ciuruit se mărește corespunzător.

(urmare) *Tabela 3*

Nr crt.	Elemente de calcul	Unitate de măsură	Indici tehnico-economici comparativi la: Formele de combustie analizate					Total produse: In unit. de măsură	Total produse: In %
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
	V — ciuruire fără utilizarea mărunţilor	„	—	82,0	—	—	—	82,0	102,5
	c) I — ardere ca atare	„	120	—	—	—	—	120,0	100,0
	II — ciuruire cu utilizarea mărunţilor	„	—	98,0	24,4	—	—	122,4	102,0
	III — ciuruire şi epurare	„	—	98,0	—	27,5		125,5	104,6
	IV — ciuruire şi epurare	„	—	98,0	—	27,5	—	125,5	104,6
	V — ciuruire fără utilizarea mărunţilor	„	—	122,2	—	—	—	122,4	102,0
7	Costul mediu al unităţii calorice utile la valorificarea tehnică a lignitului brut, conf. pct. 1:								
	a) I — ardere ca atare	lei/MIO kcal utile	—	—	—	—	—	22,1	100,0
	II — ciuruire cu utilizarea mărunţilor	„	—	—	—	—	—	22,8	103,2
	III — ciuruire şi epurare	„	—	—	—	—	—	23,9	108,2
	IV — ciuruire şi epurare	„	—	—	—	—	—	24,8	112,3
	V — ciuruire fără utilizarea mărunţilor	„	—	—	—	—	—	28,5	128,9
	b) I — ardere ca atare	„	—	—	—	—	—	44,2	100,0
	II — ciuruire cu utilizarea mărunţilor	„	—	—	—	—	—	44,8	101,4
	III — ciuruire şi epurare	„	—	—	—	—	—	45,4	102,8
	IV — ciuruire şi epurare	„	—	—	—	—	—	47,1	106,6
	V — ciuruire fără utilizărea mărunţilor	„	—	—	—	—	—	56,0	126,7
	c) I — ardere ca atare	„	—	—	—	—	—	66,3	100,0
	II — ciuruire cu utilizarea mărunţilor	„	—	—	—	—	—	66,9	100,8
	III — ciuruire şi epurare	„	—	—	—	—	—	67,0	101,1
	IV — ciuruire şi epurare	„	—	—	—	—	—	69,5	104,8
	V — ciuruire fără utilizarea mărunţilor	„	—	—	—	—	—	83,6	125,9

Aspectele utilizării lignitului mărunt epurat, la consumatori situaţi la distanţe mai mari de mină, vor fi analizate în continuare.

D. Analiza tehnico-economică comparativă a cîtorva căi de prelucrare şi valorificare tehnică a lignitului brut, ocnă, la mină

Alegerea căilor celor mai raţionale de prelucrare şi valorificare tehnică a ligniţilor prezintă o deosebită importanţă tehnico-economică. Indicii tehnico-economici principali, care permit compararea căilor de valorificare tehnică între ele, sînt în primul rînd Q_t — conţinutul caloric util global, al tuturor produselor obţinute pe calea de valorificare tehnică respectivă şi $C^m_{\text{MIO}ut\,\text{med}}$ — costul mediu ponderat, al unităţii calorice utile, la procedeul respectiv de prelucrare.

In tabela 3 se redă calculul analitic, comparativ, al indicilor globali menţionaţi mai sus, rezultaţi la valorificarea tehnică a lignitului brut, pe următoarele căi:

I — arderea lignitului brut, ca atare;
II — ciuruirea lignitului brut şi arderea ca atare a ambelor fracţiuni rezultate prin ciuruire;
III — ciuruirea lignitului brut şi epurarea umedă a fracţiunii mărunte 0—30 mm, cu obţinerea unui concentrat şi a unui steril utilizabil pentru combustie;
IV — ciuruirea lignitului brut şi epurarea umedă a fracţiunii mărunte 0—30 mm, cu obţinerea unui concentrat şi a unui steril inutilizabil;
V — ciuruirea lignitului brut şi utilizarea numai a lignitului ciuruit, + 30 mm, pentru ardere, mărunţii inutilizabili obţinuţi fiind evacuaţi la haldă.

Graficul din fig. 4, sintetizînd rezultatele obţinute în calculul analitic din tabela 3, redă variaţia indicilor Q_t şi $C^m_{\text{MIO}ut\,\text{med}}$, în funcţie de căile de valorificare tehnică a lignitului brut ($I - V$) menţionate mai sus.

Ca etalon, s-a considerat arderea ca atare a lignitului brut, ocnă, la care Qt şi $C^m_{\text{MIO}ut\,\text{med}}$ s-au luat egale cu 100%.

Din analiza datelor redate în tabela 3 şi reprezentate în diagrama din fig. 4, rezultă următoarele concluzii:

1) pentru acoperirea necesarului de combustibil la consumatori situaţi chiar la gura minei, trebuie destinat în primul rînd lignitul mărunt, brut, în cazul cînd acesta este utilizabil, ca atare;

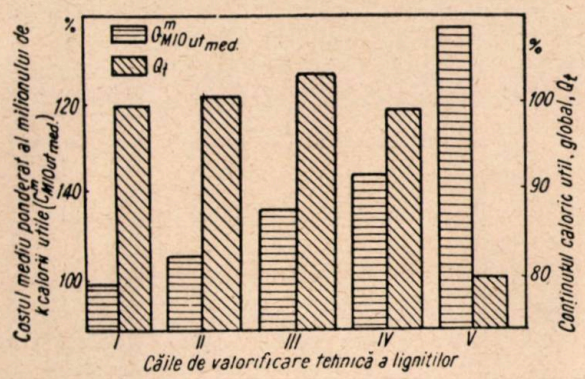


Fig. 4. Variația indicilor globali în funcție de diferitele căi de valorificare a lignitului:

I — arderea ca atare a lignitului brut, ocnă;
II — ciuruirea lignitului brut și arderea ca atare a ambelor fracțiuni obținute prin ciuruire;
III — ciuruirea lignitului brut și epurarea fracției 0—30 mm, cu utilizarea ambelor produse ale epurării (concentrat și steril);
IV — ciuruirea lignitului brut și epurarea fracțiunii 0—30 mm, fără utilizarea sterilului rezultat;
V — ciuruirea lignitului brut, fără utilizarea mărunților 0—30 mm.

2) dacă lignitul mărunt, brut, nu poate acoperi singur necesarul de combustibil la mină, se va folosi pentru completare lignit brut ciuruit;

3) dacă lignitul mărunt, brut, nu poate fi folosit *ca atare,* din cauza conținutului ridicat de cenușă, atunci trebuie realizată epurarea acestuia, fie pe cale umedă, fie pe orice altă cale economic valabilă;

4) prin epurarea umedă a lignitului mărunt, brut — în raport cu eliminarea acestuia ca deșeu neutilizabil pe haldă — se obține o reducere a costului mediu ponderat al unității calorice utile, pe ansamblul procesului de prelucrare, cu cca. 15—20% și o creștere a conținutului caloric util, global, cu 18—20%.

E. Analiza tehnico-economică a epurării umede a lignitului mărunt, brut, cu folosirea produsului epurat, la consumatori situați la distanțe mai mari de mină

După cum s-a arătat în capitolul anterior, epurarea umedă a lignitului mărunt, brut, este economic valabilă, *în cazul folosirii combustibi-*

Tabela 4

Indici tehnico-economici comparativi obținuți la valorificarea tehnică a lignitului mărunt, brut, pe diverse căi

Nr. crt.	Elemente de calcul	Unitatea de măsură	Căile de valorificare tehnică a lignitului mărunt, brut			
			I	II	III	IV
1	2	3	4	5	6	7
1	Costul combustibilului brut (lignit mărunt) la mină	lei/t	27,2	27,2	27,2	27,2
2	Costul prelucrării (epurării umede)	lei/t	—	10,0	10,0	10,0
3	Costul global al combustibililor obținuți la prelucrare	lei	27,2	37,2	37 2	37,2
4	Cota de combustibil destinată a fi transportată la distanțe mai mari de mină	t/t	0,93*)	0,6	0,6	0,4
5	Conținutul caloric util al cotei de combustibil transportate la distanță	mii kcal utile	1 140	1 140	1 140	920
6	Costul transportului cotei respective de combustil, la consumator:					
	— la distanța d = 300 km	lei	17,2	11,1	11,1	7,4
	— la distanța d = 600 km	lei	30,7	19,8	19,8	13,2
7	Cota de combustibil rămasă spre utilizare la mină	t/t	0,07	—	0,4	0,3
8	Conținutul caloric util al cotei de combustibil rămase spre utilizare la mina	mii kcal utile	90	—	230	340
9	Conținutul caloric util global recuperat, atît la mină cît și la consumatori mai îndepărtați	%	1 230	1 130	1 370	1 260
10	Costul global la consumator al combustibililor rezultați din 1 tonă lignit mărunt brut:		100	92,6	111,3	104,2
	a) distanța de transport = 300 km	lei	44,4	48,3	38,3	44,6
	b) distanța de transport = 600 km	lei	57,9	57,9	57,0	50,4
11	Costul mediu al milionului de kcal utile în cazul valorificării tehnice a cotei de combustibil netransportabil, la mină și a cotei transportabile (vezi pct. 4) la distanța					
	d) = 0 km	lei/MIO*ut*	22,1	32,6	26,2	59,5
	d) = 300 km	lei/MIO*ut*	36,2	42,4	35,2	35,4
	d) = 600 km	lei/MIO*ut*	47,1	50,0	41,7	40,0

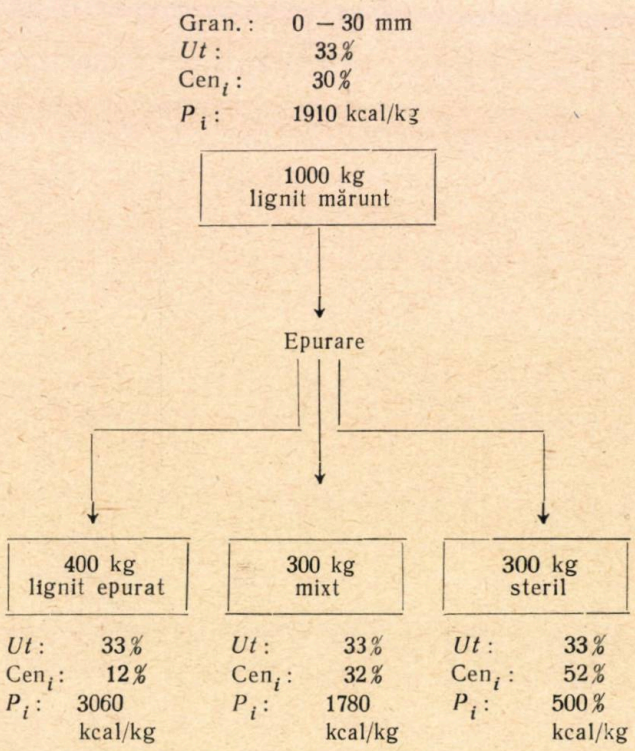
*) pentru a avea un criteriu de comparație valabil, s-a considerat transportabilă la distanță mai mare întreaga cantitate de cărbune concentrat, iar în cazul lignitului mărunt, brut, numai o cotă al cărei conținut caloric util să fie egal cu cel al lignitului epurat transportat (1 140 mm kcal).

lului la mină, numai dacă acesta nu poate fi folosit ca atare şi cînd — datorită conţinutului său ridicat de balast — constituie un deşeu inutilizabil.

În cazul folosirii combustibilului la distanţe mai mari de mină, de la o anumită rază de transport în sus, concentrarea conţinutului caloric al lignitului mărunt, brut, prin epurare umedă devine economic avantajoasă, acest avantaj mărindu-se continuu, pe măsura creşterii distanţei de transport pînă la consumator.

În tabela 4 se redă comparativ calculul analitic al costului global al produselor combustibile rezultate din prelucrarea unei tone de lignit mărunt, brut, precum şi variaţia costului mediu al unităţii calorice utile, în funcţie de distanţa de transport pînă la consumator, pentru următoarele variante de valorificare tehnică a lignitului mărunt, brut:

I — arderea lignitului mărunt, brut, ca atare;
II — epurarea umedă a lignitului mărunt, conform schemei de principiu prezentată în capitolul B. din prezenta lucrare, cu obţinerea a 0,6 t concentrat şi 0,4 t mixt inutilizabil din 1 tonă lignit mărunt, brut;
III — epurarea umedă a lignitului mărunt, brut, ca mai sus, la pct. II, însă cu utilizarea mixtelor;
IV — epurarea umedă a lignitului mărunt, brut, conform schemei prezentate în continuare, cu obţinerea a trei fracţiuni: concentrat şi mixt — utilizabile şi steril — inutilizabil.



Varianta de epurare umedă, redată în schema de mai sus, a fost analizată de către secţia de Tehnologia combustibililor solizi din cadrul Institutului de energetică al Academiei R.P.R. ca una din căile de valorificare tehnică posibile a fi aplicate lignitului de Rovinari.

Diagrama redată în fig. 5 prezintă variaţia costului mediu ponderat al unităţii calorice utile

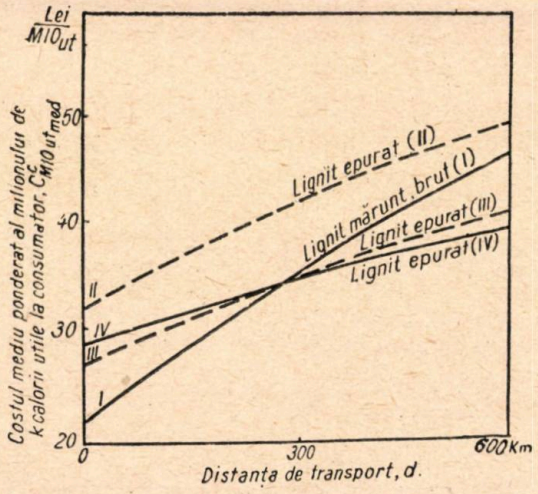


Fig. 5. Variaţia costului mediu ponderat al unităţii calorice utile — la diferite căi de valorificare tehnică a lignitului *I—IV*, în funcţie de distanţa de transport a combustibilului pînă la consumator.

— la diferitele căi de valorificare tehnică, analizate în tabela 4 — în funcţie de distanţa de transport al combustibilului pînă la consumator.

Concluzii

Din analiza indicilor tehnico-economici comparativi redaţi în tabela 4, se desprind următoarele concluzii importante:

1) prin epurarea umedă a lignitului mărunt, brut, cu obţinerea a două produse — concentrat şi mixte (respectiv steril) — conţinutul caloric util al lignitului brut, mărunt, se recuperează în proporţie de cca. 93%, dacă mixtele rezultate la epurare sînt inutilizabile şi în proporţie de cca. 110% dacă se pot valorifica pentru ardere şi mixtele;

2) în cazul epurării umede cu obţinerea a trei produse, din care concentratul şi mixtele sînt utilizabile, iar sterilul inutilizabil, se realizează o recuperare a conţinutului caloric util din lignitul mărunt, brut, în proporţie de aproximativ 103%;

3) pentru alimentarea cu combustibil a consumatorilor situaţi la distanţe mai mari de mină, tonajul ce ar trebui transportat, în cazul folosirii lignitului epurat, este cu cca. 36% mai mic decît în cazul folosirii lignitului mărunt, brut;

4) costul mediu ponderat al unităţii calorice utile variază diferit — la diferitele distanţe de transport pînă la consumator — în funcţie de procedeul de valorificare tehnică aplicat. În genere, se poate considera că pînă la o rază de transport de 200 km, este mai avantajoasă folosirea lignitului mărunt, brut, ca atare, dacă există instalaţii adecvate pentru arderea unui astfel de combustibil; între 200 şi 300 km este

o zonă de echilibru, în care costul mediu ponderat al unității calorice utile este aproximativ egal pe ambele căi de valorificare (arderea ca atare sau epurarea prealabilă) ; de la această zonă în sus, epurarea umedă a lignitului mărunt, brut, este net avantajoasă față de folosirea lignitului mărunt, brut, ca atare ;

5) aspectele tehnico-economice ale folosirii lignitului epurat pentru alte prelucrări tehnologice, în continuare, la mină sau la distanțe mai mari de mină, trebuie analizate în continuare ; ele vor constitui obiectul unui alt studiu.

Bibliografie

1. Blum I. și Rosenberg N., *Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării și valorificării cărbunilor bruni lemnoși din R.P.R.*, Revista Minelor nr. 12/1956.
2. Kirchberg H., *Probleme der Aufbereitung aschenreicher Braunkohle*, Bergbau und Enerwiewirtschaft 4 (1951) pag. 160—163.
3. Kirchberg H. și Horn G., *Neuere Forschungsergebnisse bei der Aufbereitung aschenreicher Braunkohle, besonders von Sandkohle*, Freiberger Forschungshefte, 1 (1951) pag. 123—132.
3. Volkov I. N., *Pnevmaticeskoie obogașcenie burih uglei Urala*, Ugoli, 2, 1952.
5. Hentschel W., *Die Aufbereitung tonhaltiger Braunkohlen*, Freiberger Forschungshefte A 22, (1954), pag. 27—44.

Cocs din cărbuni necocsificabili *(V)*

Influența creșterii adaosului de cărbune necocsificabil crud și a introducerii prafului de cocs (*)

Ing. I. Barbu

In nota anterioară **) s-a studiat influența introducerii în rețeta cocsurilor fabricate prin procedeul „în două trepte", a cărbunelui necocsificabil crud, arătîndu-se rezultatele obținute în cadrul noului procedeu „într-o treaptă și jumătate".

Urmărind mai departe linia atacată și căutînd să se mărească participarea cărbunelui necocsificabil crud în rețetă, s-a ajuns la un rezultat deosebit de interesant și de surprinzător și anume : la creșterea procentului de cărbune necocsificabil crud rezistența cocsului brichete scade, ca apoi să crească din nou în zona unor procente reduse de semicocs (15—20%). Rezistența cocsurilor obținute din brichete, în care întreg semicocsul a fost înlocuit cu cărbune necocsificabil crud, este din nou scăzută. Pentru ilustrarea acestor rezultate se prezintă diagramele din fig. 1 și 2.

Extinzînd cercetările asupra zonei rețetelor cu cantități ridicate de cărbune crud, s-au obținut printre altele rezultatele prezentate în diagramele din fig. 3 și 4 în care, folosind drept adaos aglutinant o huilă grasă, se poate urmări destul de clar fenomenul ameliorant al unor cantități mici de semicocs (5—20%), precum și scăderea rezistenței, atît pentru cocsurile obținute din brichete de cărbune necocsificabil crud (cu huilă dar fără semicocs), cît și pentru cocsurile obținute din brichete cu procente mai ridicate de semicocs.

Toate aceste rezultate arată că pentru cocsurile obținute prin procedeul „într-o treaptă și jumătate" zona optimă de rezistență este în domeniul rețetelor cu 5—20% semicocs și rezistențele prezintă o curbă cu două maxime,

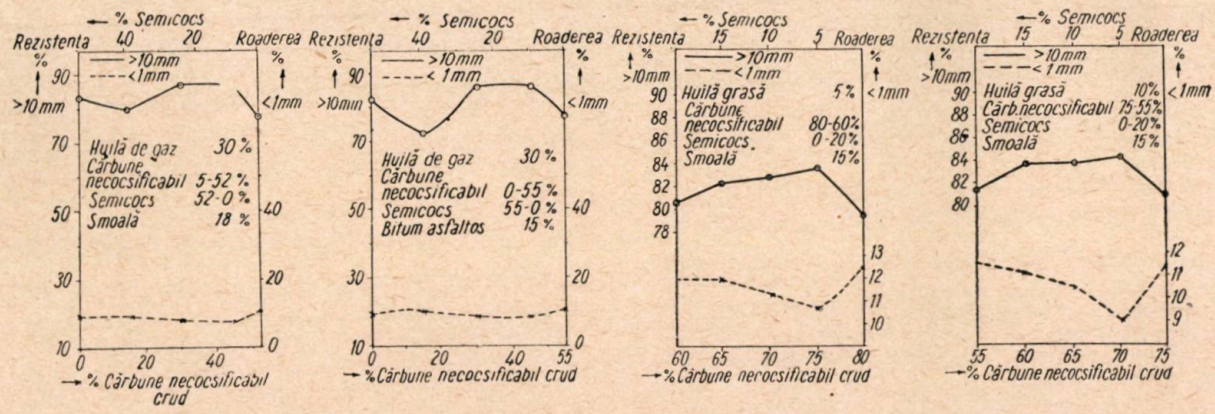


Fig. 1, 2, 3 și 4. Influența introducerii cărbunelui necocsificabil crud în diferite rețete de cocs „într-o treaptă și jumătate": fig. 1 cu 30% huilă și 18% smoală; fig. 2 cu 30% huilă și 15% bitum asfaltos ; fig. 3 cu 5% huilă grasă ; fig. 4 cu 10% huilă grasă.

*) La aceste lucrări au participat tov. ing. Ștefănescu I., ing. Narcisa Nistor și alții.

**) Vezi nota IV, Rev. Minelor, nr. 12/1956.

primul la rețetele cu 0% cărbune crud (cocs „în două trepte") și al doilea la rețete cu 5—20% semicocs (cocs într-o treaptă și jumătate).

Deoarece rezistențele pentru rețetele cu 0% semicocs (cocs „într-o treaptă") au prezentat totuși unele valori

aproape de limitele acceptabile, s-a studiat în fază de laborator variația rezistenței cocsurilor de acest tip.

La modificarea procentului de participare a materialului aglutinant, pe această linie, s-au obținut printre altele rezultatele reprezentate în diagramele 5, 6 și 7.

Deși rezultatele încercărilor anterioare de a obține cocs

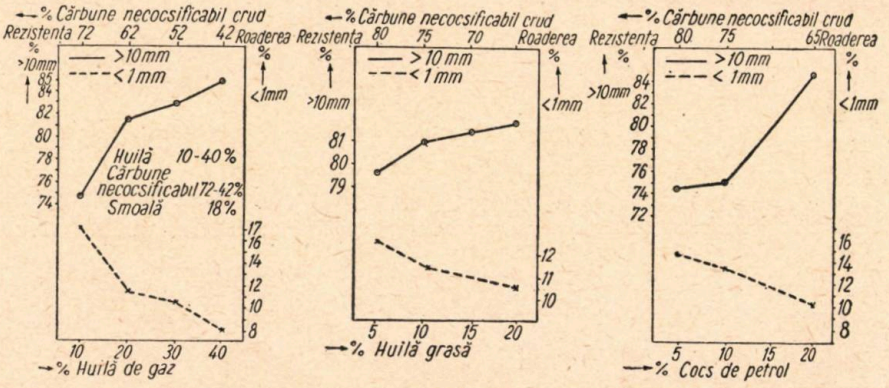


Fig. 5, 6 și 7. Influența procentelor de huilă și cocs de petrol asupra rezistenței cocsurilor „într-o treaptă": fig. 5 huilă de gaz; fig. 6 huilă grasă; fig. 7 cocs de petrol.

brichete „în două trepte", de calitate superioară din materiale mai puternic degazate (cocs de temperatură medie — 700°C — și praf de cocs) [2] au fost negative, examinîndu-se rezistențele rețetelor de cocs brichete „într-o treaptă și jumătate", cu cantități mici de semicocs, s-a emis ipoteza că același efect „degresant" va putea fi realizat cu cantități corespunzătoare de praf de cocs. Această ipoteză s-a confirmat întocmai, rezultatele unor încercări preliminare arătînd posibilitatea înlocuirii semicocsului cu praf de cocs, pe rețete de tipul

Huilă de gaz	10—20%
Praf de cocs	5—10%
Cărb. necocsificabil crud	70—55%
Liant	15%

obținîndu-se cocsuri cu rezistența la toba de laborator de:

73,3—77,0 peste 10 mm și
11,0—14,5 sub 1 mm

Concluzii

Rezultatele încercărilor de introducere a unor cantități mai ridicate de cărbune necocsificabil crud au arătat că este posibilă obținerea unui cocs metalurgic de calitate bună și din rețete conținînd cantități mai mari de cărbune necocsificabil crud.

Cantitatea de semicocs adăugată în rețetă poate să fie redusă pînă la 0%, dar se obțin cocsuri de calitate superioară din rețetele conținînd 5—20% semicocs.

Se poate presupune că și în acest caz semicocsul are rol „degresant".

Fabricarea cocsului brichete fără semicocs este posibilă tehnic, dar cere cantități mari de huilă aglutinantă pentru a realiza o calitate superioară a cocsului și deci devine neinteresantă din punct de vedere economic.

O soluție tehnologic și economic valabilă o prezintă „degresarea" cu praf de cocs, care se poate face prin reîntoarcerea în proces a deșeurilor rezultate din fabricație.

Pe de altă parte, reîntoarcerea deșeurilor de cocs în procesul de fabricație permite realizarea unei producții numai de cocs metalurgic în brichete de calitate superioară, fără granulații mărunte.

★

Pe baza rezultatelor prezentate în notele anterioare [1, 2, 3, 4] precum și în această notă, s-au pus la punct procedeele tehnologice de fabricare a cocsului brichete din cărbuni necocsificabili, a căror diferite variante sînt redate în schemele tehnologice din fig. 8, 9, 10 și 11 (rețetele prezentate în bilanțurile de materiale dau cocsuri aproximativ echivalente).

In aceste scheme tehnologice s-au menționat și cantitățile de materiale care trec prin circuit pentru producerea unei cantități de 100 000 t cocs.

Discuția tehnico-economică comparativă a acestor procedee se va face pe baza rezultatelor încercărilor la scară-pilot și semiindustrial, care dau indicații asupra valabilității acestor procedee pe baza calității cocsurilor obținute.

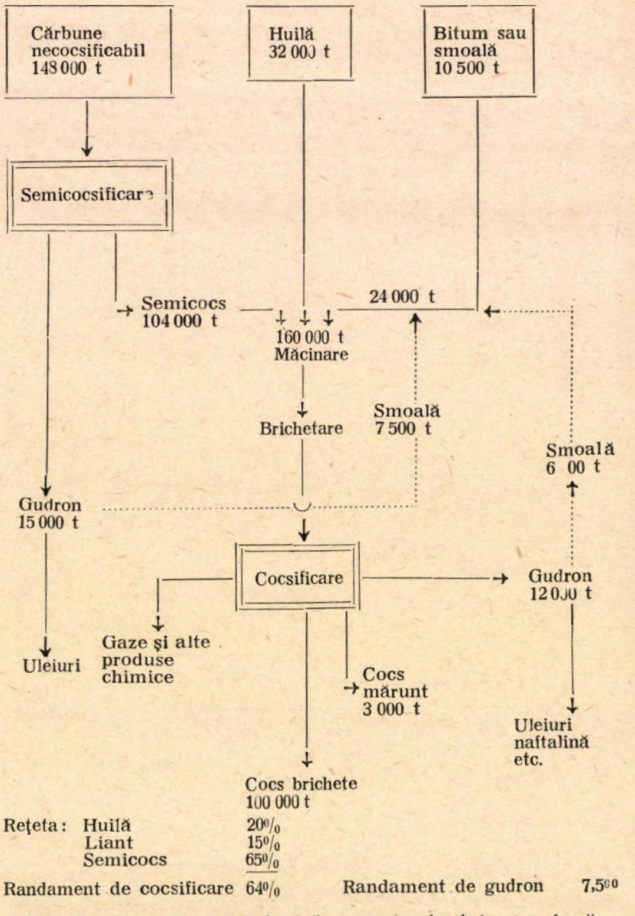
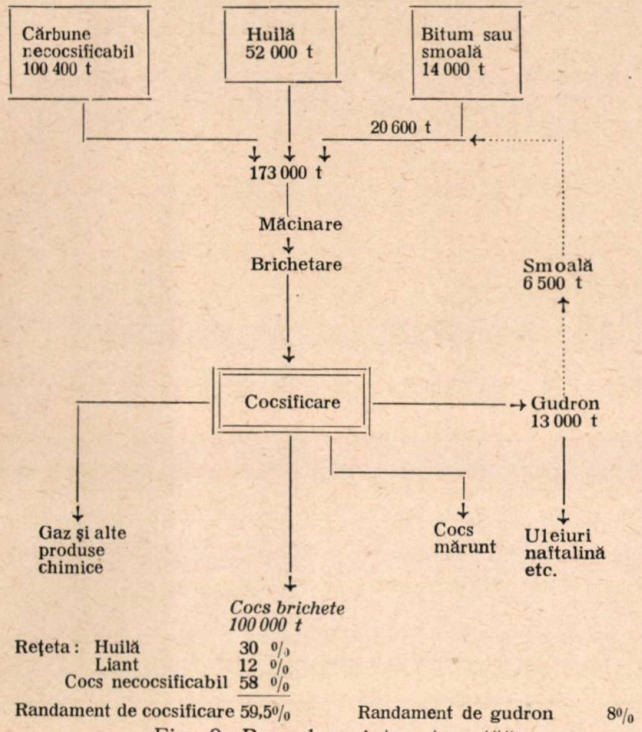


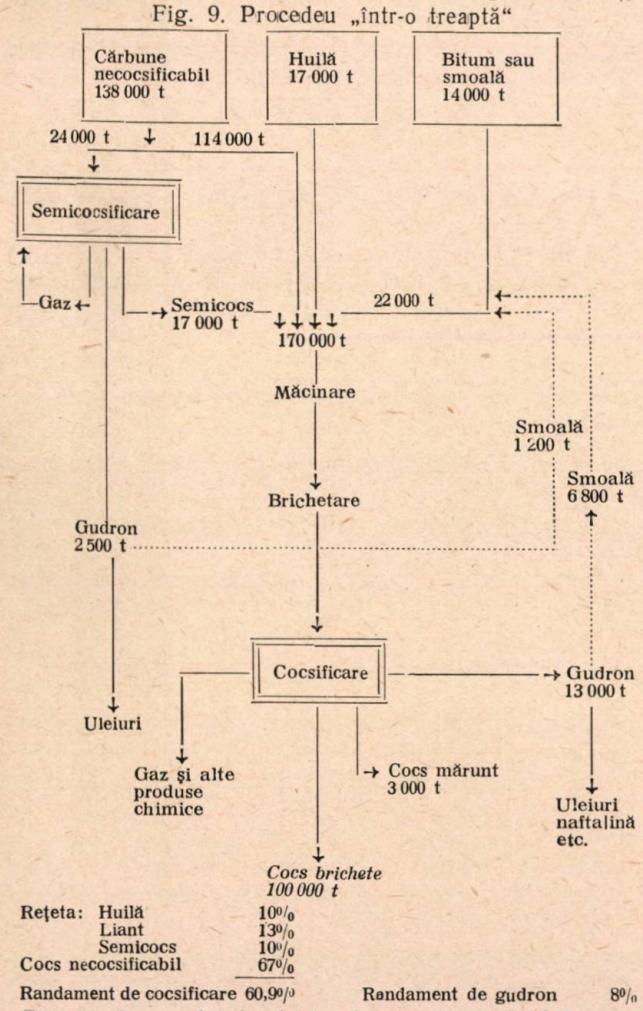
Fig. 8. Schema tehnologică a procedeului „în două trepte".



Reţeta: Huilă 30 %
Liant 12 %
Cocs necocsificabil 58 %

Randament de cocsificare 59,5% Randament de gudron 8%

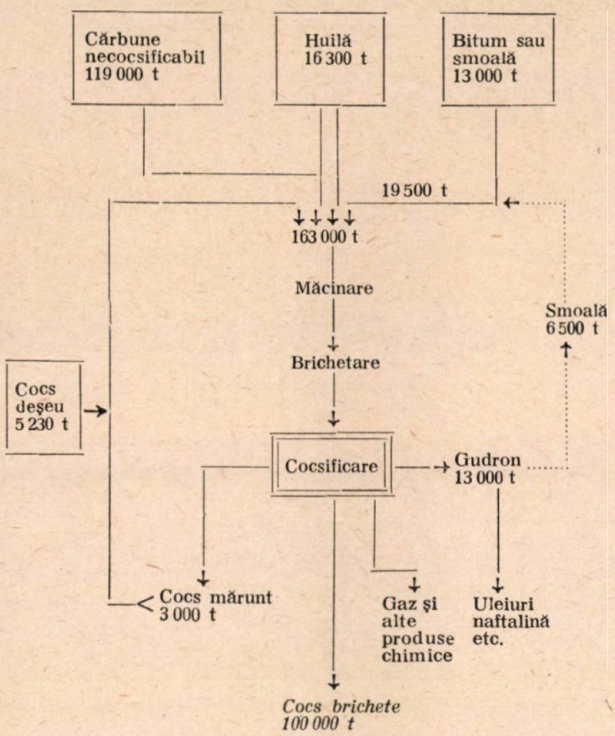
Fig. 9. Procedeu „într-o treaptă"



Reţeta: Huilă 10%
Liant 13%
Semicocs 10%
Cocs necocsificabil 67%

Randament de cocsificare 60,9% Randament de gudron 8%

Fig. 10. Procesul tehnologic al procedeului de fabricare a cocsului „într-o treaptă şi jumătate".



Reţeta: Huilă 10%
Liant 12%
Cărbune necocsificabil 73%
Cocs mărunt 5%

Randament de cocsificare 61,4% Randament de gudron 8%

Fig. 11. Procedeu „într-o treaptă şi jumătate cu cocs".

Bibliografie

[1] Barbu I., Ştefănescu I.: Revista Minelor nr. 8 (1955), pag. 266—271.
[2] Barbu I., Ştefănescu I.: Revista Minelor nr. 10 (1955), pag. 338—341.
[3] Barbu I., Nistor N. şi Ştefănescu I.: Revista Minelor nr. 6 (1956), pag. 278—281.
[4] Barbu I., Nistor N. şi Ştefănescu I.: Revista Minelor nr. 12 (1956).

Factorii care contribuie la formarea prețului în industria carboniferă din U.R.S.S.

Mihalcea Stelian
Student la Institutul de mine „I. V. Stalin" din Moscova

In politica economică a Partidului Comunist și guvernului sovietic se reflectă efectul legilor economice ale socialismului.

Clasicii marxism-leninismului au fundamentat și au dezvoltat multilateral concepția marxistă cu privire la caracterul obiectiv al legilor economice. Efectul legii valorii în socialism este legat de faptul că în societatea socialistă producția de mărfuri și circulația lor se mențin în anumite limite. Efectul acțiunii legii valorii în socialism este limitat și se manifestă în special în sfera de circulație a mărfurilor de consum, unde această lege îndeplinește rolul unui regulator (de schimb, regulator de prețuri).

Prețul este expresia bănească a valorii produsului. Prețul a apărut în mod istoric concomitent cu producția și circulația mărfurilor.

In măsura în care prețul constituie o formă a valorii, formarea prețurilor și variația lor nu poate fi arbitrară. Prețul își are ca bază obiectivă a sa nivelul cheltuielilor sociale necesare pentru realizarea producției, exprimate în formă bănească.

Planificînd prețurile, statul sovietic pornește de la politica care prevede o reducere sistematică a prețurilor pentru producția realizată de întreprinderile de stat. Această politică constituie o oglindire a cerințelor esențiale ale legii economice fundamentale a socialismului.

Prețurile în economia socialistă

Efectul legii valorii în U.R.S.S. în faza actuală a dezvoltării socialiste se manifestă în formarea prețurilor în următoarele domenii ale economiei socialiste :

1. In sfera de circulație a produselor destinate consumului populației.

2. In sfera de circulație a produselor agricole între colhozuri și industria de stat.

3. In sfera de circulație a mijloacelor de producție între stat și întreprinderi.

Mai jos ne vom ocupa de prețurile din sfera de circulație a mijloacelor de producție, între întreprinderile de stat și cele industriale, cu referire în special la prețurile de stat pentru cărbune.

Prețurile de stat pentru cărbune

Cărbunele extras din mine și exploatări la zi se repartizează în general, între diferite întreprinderi industriale socialiste. Problema stabilirii prețurilor pentru cărbune are o mare importanță economică, deoarece toate ramurile economiei naționale sînt consumatoare de cărbuni.

Intrucît locul principal printre consumatorii de cărbuni îl ocupă uzinele metalurgice, centralele electrice și calea ferată, rezultă că prețul pentru cărbune constituie un factor important care influențează asupra formării prețurilor pentru metale, energie electrică și tarife de cale ferată, adică cărbunele influențează asupra tuturor factorilor care promovează dezvoltarea economică a țării.

Părțile componente ale prețului în U.R.S.S. sînt următoarele :

1. Prețul de cost integral al producției.
2. Beneficiul întreprinderii.
3. Cheltuielile și beneficiul organelor de desfacere.
4. Impozitul pe circulația produselor.
5. Adaosurile la preț ale organizațiilor comerciale (în comerțul cu amănuntul).

Pentru cărbune, ultimele două elemente se exclud. Industria carboniferă, ca și majoritatea ramurilor industriei grele, este scutită de impozitul pe circulația produselor. Afară de aceasta, în marea sa majoritate, cărbunele nu constituie un obiect al comerțului cu amănuntul, ci este repartizat de stat prin întreprinderi ca un mijloc de producție.

Așadar, prețul de stat cu ridicata pentru cărbune este alcătuit din următoarele trei elemente :

1. Prețul de cost.

2. Beneficiul întreprinderii.

3. Cheltuielile şi beneficiul Direcţiei generale pentru desfacerea cărbunelui şi ale oficiilor sale locale.

La stabilirea preţului pentru cărbune este necesar a se rezolva o serie de probleme:

a) Ce fel de preţuri urmează a fi stabilite — unice, unionale pentru întreaga Uniune Sovietică sau diferenţiate pe regiunile economice, în care se extrage cărbunele.

b) În ce grupe urmează a fi clasificat cărbunele ca produs combustibil, stabilindu-se un anumit preţ pentru fiecare grupă.

c) Cum urmează a fi diferenţiate preţurile pentru cărbune în funcţie de calitatea sa.

d) Ce corective urmează a fi aplicate la preţurile pentru cărbune, dacă calitatea acestuia din urmă se deosebeşte de standard sau de condiţiile tehnice care au servit ca bază pentru stabilirea preţului de vînzare.

e) Cum urmează să fie stabilite preţurile pentru cărbune: franco-staţia de expediere sau franco-staţia de destinaţie.

f) Cum urmează a fi asigurată posibilitatea unei activităţi rentabile pentru fiecare mină sau exploatare la zi, în limitele preţurilor cu ridicata stabilite, ţinînd seama de eventualul decalaj între preţul de cost individual al unei întreprinderi individuale şi acel preţ de cost mediu, care a constituit baza preţului.

În legătură cu problemele enumerate mai sus avem următoarele propuneri:

Preţurile pentru cărbune să fie diferenţiate pe regiuni, deoarece condiţiile de extragere a cărbunelui în diferite bazine şi regiuni carbonifere sînt deosebite.

Stratele de cărbune se deosebesc: după grosimea lor totală şi cea exploatabilă, după unghiul de înclinare, după tăria cărbunelui şi rocilor înconjurătoare, după prezenţa gazelor şi a prafului, după afluxul de apă, precum şi după alţi indicatori.

Toate aceste condiţii particulare duc la situaţia, ca extragerea cărbunelui în diferite bazine să se deosebească printr-un volum de muncă diferit, prin necesitatea diferită de materiale, ceea ce face, în ultimă analiză, ca preţul de cost să fie diferit.

Pentru acest motiv, stabilirea pentru cărbune a preţurilor unionale nu este raţională, o diferenţiere mai bună a preţurilor putînd fi făcută după bazine, şi anume:

— preţurile pentru cărbunii din Donbass;
— preţurile pentru cărbunii din Kuzbass;
— preţurile pentru cărbunii din Ural;
— preţurile pentru cărbunii din Karaganda;
— preţurile pentru cărbunii din bazinul de lîngă Moscova;
— preţurile pentru cărbunii din Pecioara;
— preţurile pentru cărbunii din Extremul Orient;
— preţurile pentru cărbunii din Siberia estică;
— preţurile pentru cărbunii din Transcaucazia.

O asemenea diferenţiere a preţurilor permite luarea în consideraţie a particularităţilor naturale ale fiecărui tip de cărbune, a regiunii de producţie şi a nivelului mediu al preţului de cost al producţiei de cărbune, preţ ce s-a format în aceste condiţii.

Clasificarea cărbunilor pentru stabilirea preţurilor cu ridicata

Clasificarea cărbunilor pentru stabilirea preţurilor cu ridicata trebuie să se bazeze pe proprietăţile cărbunilor, de care se ţine seamă la elaborarea GOST-urilor. Varietăţile de cărbune, care decurg din proprietăţile lor fizice, chimice şi petrografice, au condiţionat următoarea clasificaţie a cărbunilor în funcţie de producţia de substanţe volatile *) şi de proprietăţile cocsului obţinut din cărbune (tabela 1).

Categoriile de cărbune enumerate pot fi adoptate pentru stabilirea preţurilor de cărbune.

Preţurile pentru cărbune în funcţie de calitatea sa

Indicatorul calitativ principal al oricărui combustibil este puterea sa calorică.

*) Substanţe volatile — amestec de produse gazoase şi în stare de vapori, degajate la încălzirea cărbunelui, fără accesul aerului.

Tabela 1

Categoria cărbunelui	Notaţie convenţională	V^2 [%]	Capacitatea calorică a masei combustibile, [kcal/kg] [%]	Compoziţia chimică elementară [%]				Caracteristica reziduului de cocs
				C	H	N	O	
Cu flacără lungă	D	42	7450—7850	16—86	5—6,0	1,8	10—17,5	Fără coacere, pulverulent sau aderent
Cu gaze	G	35—44	7700—8300	18—89	4,5—5,5	1,7	6,8—16,0	Cu coacere, topit, uneori umflat (afinat)
Cu pori, gras	PJ	26—35	8000—8650	84—90	4,0—5,4	1,7	5—10,5	Cu coacere, topit compact sau relat. com.
De cocs	K	18—26	8300—8750	87—92	4—5,2	1,5	3— 8	Idem
Poros, cu coacere	P.S.	12—18	8400—8800	89—94	3,8—4,9	1,5	2— 5	Cu coacere sau topit, de la compact pînă la relativ compact
Slab	T	1—17	8300—8650	90—95	3,4—4,4	1,2	1,6—4,5	Fără coacere, pulverulent sau aderent

Cantitatea de căldură ce se degajă prin arderea cărbunelui poate fi determinată cu ajutorul formulei stabilite de V. I. Mendeleev:

$$Q_M^P = 81\,C^p + 300\,H^p + 26\,(S^p - O^p) - 6\,(H^p + W^p),\ \text{kcal/kg},$$

în care:

Q_M^P este limita inferioară a cantității de căldură ce se degajă prin arderea combustibilului de rînd;

C^p — conținutul de cărbuni în combustibilul de lucru, %;

H^p — conținutul de hidrogen, în combustibilul de lucru, %;

S^p — conținutul de sulf în combustibilul de lucru, %;

O^p — conținutul de oxigen în combustibilul de lucru, %;

W^p — conținutul de umiditate în combustibilul de lucru, %.

În afară de combustibilul de rînd, adică de combustibilul livrat consumatorilor și care în afară de masa combustibilă mai conține și impurități minerale (cenușă) și umiditate, se mai deosebesc: „combustibil atmosferic-uscat", „masa uscată a combustibilului", „masa combustibilă a combustibilului" și „masa organică a combustibilului", Dacă analiza chimică nu a fost efectuată pentru combustibilul de rînd, ci pentru „masa uscată", „combustibilă" sau „organică", este necesar să se efectueze recalcularea pentru combustibilul de rînd, în care scop pot fi utilizate formulele cunoscute pentru recalcularea compoziției combustibilului.

Prețul trebuie stabilit pentru tona de combustibil convențional (7000 kcal/kg). În cazul abaterii puterii calorice de la 7000 kcal, pentru fiecare 10 kcal de abatere, prețul trebuie să fie corectat, considerînd ± 1% din prețul de bază.

Exemplu: Dacă prețul de bază pentru cărbune cu capacitatea calorică de 7000 kcal va fi considerat, de exemplu, 120 rub/t, prețul pentru cărbune cu capacitate calorică de 5600 kcal va fi:

$$120 - \frac{(7000 - 5600)}{100} \times \frac{1 \times 120}{100} = 136{,}8 \text{ rub/t.}$$

În mod analog, pentru cărbune cu putere calorică de 8200 kcal/kg, va fi:

$$120 + \frac{(8200 - 7000)}{100} \times \frac{1 \times 120}{100} = 134{,}4 \text{ rub/t.}$$

Formula susmenționată, a prof. V. I. Mendeleev, pentru determinarea căldurii de ardere a combustibilului ia în considerație, din cele șapte elemente care intră în compoziția combustibilului, numai cinci:

Carbon — C,
Hidrogen — H,
Sulf — S,
Oxigen — O,
Umiditate — W.

În această formulă nu se ține seamă de:

Impuritățile minerale (cenușă) — A,
Azot — N.

Dacă azotul poate fi neglijat, deoarece el constituie o parte inertă a combustibilului care nu participă la ardere, și, în afară de aceasta, greutatea sa specifică în componența cărbunelui este foarte mică — de abia 1—2% —, în schimb, cenușa nu poate fi neglijată deoarece ea constituie un balast al combustibilului, care reduce căldura sa de ardere.

În afară de aceasta, greutatea specifică a cenușii în combustibil este destul de mare, ajungînd uneori pînă la 25—30% și mai mult. De aceea, este rațional ca în prețul cărbunelui de orice categorie stabilit în concordanță cu puterea sa calorică să fie introdusă o corecțiune pentru cenușă. În acest scop, poate fi folosită propunerea ing. F. D. Avramenko (vezi revista „Ugoli", nr. 2, 1955) care constă în următoarele (tabela 2):

Tabela 2

Calități de cărbune	Conținutul de cenușă A^0 [%]		Coeficienții propuși de noi la prețul de bază
	Medie	Limită	
Superioară	7	10	1,50
I	12	15	1,25
II	18	21	1,10
III	24	27	1,00
IV	30	33	0,90
V	35	40	0,80
Cărbune nestandardizat	42	45	0,60

Precum se vede, cărbunii de fiecare tip se împart, în ce privește conținutul în cenușă, în șase calități.

Folosind această tabelă, determinarea prețului cărbunelui poate fi efectuată în modul următor.

Să considerăm că la prețul de bază pentru cărbune cu putere calorică de 7000 kcal/kg, de 120 rub/t a fost expediat un lot de cărbune cu putere calorică de 7600 kcal/kg, avînd 14% cenușă.

În acest caz, prețul pentru cărbune va fi:

$$120 + \frac{(7600 - 7000)}{100} \times \frac{1 \times 120}{100} \times 1{,}25 = 129 \text{ rub/t.}$$

Legătura dintre prețul de desfacere al cărbunelui cu cheltuielile de transport al cărbunilor de la furnizor la consumator.

Din cele două forme de compensare a cheltuielilor de transport:

a) franco-vagon gara de expediere şi

b) franco-vagon gara de destinaţie,

preferăm prima (a) la care cheltuielile de transport nu intră în preţul pentru cărbune şi sînt integral acoperite de către cumpărător-consumator de cărbune.

Raza de transport a cărbunelui este destul de mare. De aceea, preţul pentru cărbune franco-staţia de destinaţie poate duce la daune pentru furnizorii de cărbune şi stabilirea preţului, ca surse de înlocuire a cheltuielilor suportate de furnizori pentru producţie îşi poate pierde sensul. In acest caz preţul va înceta de a mai fi un factor care stimulează creşterea acumulărilor socialiste.

Sursa de acoperire a deficitului pentru minele şi exploatările la zi cu pierderi planificate.

Dacă decontarea cu fiecare mină sau exploatare la zi se va face după preţurile cu ridicata, sînt inevitabile următoarele consecinţe:

a) Minele şi exploatările la zi unde preţul de cost al producţiei este mic vor avea în mod sistematic un beneficiu.

b) Minele şi exploatările la zi unde preţul de cost al producţiei este mare (cu pierderi planificate) vor avea în mod sistematic deficite. De aci, decurge necesitatea adaptării următoarelor reguli:

1 — Preţurile de stat cu ridicata pentru cărbune servesc pentru decontări între Direcţia generală pentru desfacerea cărbunelui şi consumatorii (cumpărătorii) de cărbune.

2 — Pentru decontările între Direcţia generală pentru desfacerea cărbunelui şi mine sau exploatări la zi, ca furnizori direcţi de cărbune, trebuie folosite preţuri de decontare speciale, individuale pentru fiecare mină şi fiecare camion.

In acest caz nu prezintă nici o importanţă dacă Direcţia generală pentru desfacerea cărbunelui efectuează decontările cu minele şi exploatările la zi în mod direct sau cu participarea trusturilor din care fac parte aceste mine şi exploatări la zi.

Concluzii

Cele expuse mai sus permit a se trage următoarele concluzii:

1. Preţurile pentru combustibil de cărbune nu pot fi unice pentru întreagă U.R.S.S. ci trebuie să se diferenţieze după regiuni carbonifere, deoarece fiecare regiune are particularităţile sale, care influenţează asupra nivelului preţului de cost al cărbunelui.

2. Preţurile trebuie stabilite separat pentru fiecare categorie de cărbune în concordanţă cu preţul de cost al cărbunelui respectiv.

3. In limitele fiecărei categorii trebuie să existe un preţ de bază pentru una tonă combustibil convenţional (7000 kcal). In caz de abatere a puterii calorice reale de la 7000 kcal este necesară corectarea preţului de bază, socotind ±1% pentru fiecare diferenţă de 100 calorii în caz de abatere de la 7000 kcal.

4. Este raţional a se extinde fixarea preţului în raport cu puterea calorică şi asupra combustibilului de rînd, deoarece acest combustibil merge la consumator.

In cazul cînd analiza combustibilului este dată pentru masa „combustibilă" sau „organică", este necesar a se recalcula indicatorii analizei în combustibilul de rînd, după formulele cunoscute din chimia cărbunelui.

5. Calculul puterii calorice trebuie efectuat după formula propusă de savantul rus D. I Mendeleev.

Intrucît formula lui Mendeleev determină puterea calorică după 5 componenţi care intră în compoziţia cărbunelui (C, H, S, O etc.) şi nu ţine seama de cenuşa cărbunelui, este necesar a introduce în calculul preţului după puterea calorică un corectiv pentru cenuşă conform scării propuse de noi. (Şase tipuri de cărbune cu cenuşă avînd un anumit procent pentru fiecare tip).

6. Propunem ca preţurile pentru cărbune să fie stabilite franco-staţia de expediere, cu plata cheltuielilor de transport de către consumatori.

Metoda propusă de noi pentru stabilirea preţului de cărbune care se bazează pe luarea în considerare a calităţii cărbunelui (puterea calorică şi cenuşa) ni se pare mai potrivită decît metoda folosită în prezent în care se ţine seama numai de conţinutul de cenuşă, iar puterea calorică este ignorată.

Comunicări ale Institutului de Cercetări Miniere

Prepararea minereurilor sărace de mangan din Bucovina

Ing. M. Sîrbu, ing. Ion Ion, ing. T. Popa

Utilizările manganului în industria noastră sînt multiple și de importanță covîrșitoare pentru anumite ramuri. Industria siderurgică este principala consumatoare a minereurilor de mangan. In această ramură minereurile de mangan se întrebuințează în procesul de fabricare a fontei, pentru producerea fermanganului și a silicomanganului. In afară de industria siderurgică care este principala consumatoare de mangan, acesta își mai găsește utilizarea și în industria electrotehnică (la baterii electrice uscate), industria sticlei, a coloranților, a îngrășămintelor și în industria chimică anorganică.

Condițiile impuse de utilizarea minereului în furnal sînt cuprinse într-un domeniu mai larg, diferind de la o țară la alta. In general se impune un conținut în mangan de peste 30%, de silice sub 20%, de fosfor sub 0,35—0,40%, conținutul în fier fiind indiferent.

In cazul utilizării minereului de mangan pentru producerea fermanganului, condițiile impuse sînt următoarele: $\frac{Mn}{Fe} > 4$, raportul $\frac{SiO_2}{Mn} < 0{,}4$, raportul $\frac{P}{Mn} < 0{,}035$ sau 0,0045 cînd $\frac{Mn}{Fe} > 6-7$.

Condițiile cerute de tehnologia fabricării silico-manganului sînt următoarele: raportul $\frac{Mn}{Fe} < 1{,}2-2$, $SiO_2 > 20-25\%$, iar conținutul în fosfor foarte redus raportul $\frac{P}{Mn}$ fiind de ordinul a 0,001.

I. Caracteristicile zăcămîntului și compoziția chimico-mineralogică a minereurilor

Minereurile de mangan din zăcămintele din Bucovina au drept constituenți manganoși principali oxizi, carbonați și silicați de mangan, asociați între ei în proporții extrem de variabile. In toate lentilele însă predomină fie oxidul, fie carbonatul asociat cu silicatul. Deci, se poate vorbi despre zăcăminte de oxizi sau zăcăminte de carbonați de mangan. Din datele geologice existente în prezent, formațiunea predominantă este carbonatul de mangan.

Minereurile de mangan sînt intercalate în șisturi cuarțitice și în contact strîns cu șisturi amfibolitice, sericitoase și cloritoase. Zăcămintele sînt sedimentare, parțial metamorfozate, iar formațiunile mineralizate sînt prezente sub formă lenticulară. Ca o caracteristică nedorită remarcăm faptul că zăcămintele sînt extrem de frămîntate: falii, laminări, schimbări bruște de înclinații și direcție, intercalații de formațiuni sterile apar din abundență. De asemenea tot ca un neajuns, se remarcă neomogenitatea totală calitativă de la un zăcămînt la altul sau chiar în cadrul aceleiași lentile.

In afară de aceste zăcăminte există în regiunea Vatra Dornei—Iacobeni un stoc apreciabil de halde vechi. Acestea au rezultat încă din timpul exploatării minereurilor de fier, cînd formațiunea manganoasă era îndepărtată, precum și mai recent, cînd exploatarea selectivă a minereurilor de calitate superioară excludea porțiunile mai sărace care erau aruncate la haldă. Studiile de preparare s-au extins și asupra acestor stocuri, ele reprezentînd o materie primă ieftină și cantitativ apreciabilă.

Din punct de vedere chimico-mineralogic vom prezenta minereurile de mangan pe cele trei sortimente: carbonați de mangan, oxizi de mangan și halde vechi.

1) Minereul sub formă de carbonat de mangan este constituit în principal din rodocrozit (30—45%), cuarț (20—30%), și rodonit (10—12%). In mod subordonat se întîlnesc și alte minerale ca: oxizi de fier, amfiboli, granați, psilomelan, pirită etc., ce alcătuiesc împreună 15—30% din masa minereului.

In general bucățile de minereu sînt compacte, dure și reprezintă textura paralelă cu diverse nuanțe roz-cenușiu. Filonașe și cuiburi de cuarț cu grosimi de 3—20 mm străbat neregulat masa eșantioanelor.

— Rodocrozitul se prezintă de obicei în mase compacte (60—70%) cu dimensiuni 8—15 mm, cu rare incluziuni de minerale străine și mai puțin (30—40% în strînsă asociație cu rodonitul, amfiboli, granați, cuarț etc., iar în acest caz dimensiunile sînt cuprinse între 0,02—0,3 mm.

— Cuarțul formează cuiburi sau filoane ce străbat neregulat masa minereului în mod neordonat. In afară de acest cuarț în granule mari (50—60% de 3—10 mm), există și cuarț în granule mici, fix concrescute cu mineralele utile.

— Fierul este foarte intim asociat cu mineralele de mangan, fie ca minerale de fier fin concrescute cu acestea, fie formînd minerale complexe de fier și mangan (cazul fayalitului). Insuși rodocrozitul are o formulă mai complicată în care intră Fe, Ca și Mg ca amestecuri izomorfe.

Celelalte minerale, amfiboli, granați, clorit, danemorit etc. sînt fin dispersate în masa minereului și strîns asociate cu rodocrozitul și mai ales cu rodonitul.

Din punct de vedere al conținutului în elemente chimice, zăcămintele de carbonați de mangan sînt extrem de variate și neomogene. Se pot încadra totuși conținuturile în elemente mai importante între următoarele limite: Mn = 20—28%, Fe = 8—11%, SiO_2 = 35—28%, P = 0.15—0,3%. S = 0,2—0,4%, Al_2O_3 = 2—3%, CaO_2+MnO=3—5%. Prezența fosforului se constată chimic în această proporție. Mineralogic nu a putut fi observat decît cu totul întîmplător ca apatită. Din lucrările ulterioare s-a constatat că este în general în mare parte legat de mineralele utile fie printr-o strînsă concrescență, fie izomorfic.

Se poate afirma că minereul sub formă de carbonat este dur și greu friabil. Prin sfărîmare la 15—20 mm doar 5—6% se găsește sub formă măruntă — 1 mm.

2) Minereul de oxid de mangan este constituit în principal din psilomelan, cuarț și limonit. Subordonat apar și alți oxizi de mangan și fier: wad, hausmanit, magnetit, oligist, hollandit, piroluzit etc. Constituientul principal al formațiunilor sterile îl constituie cuarțul, iar

subordonat amfibolii, granaţii, sericitul, cloritul şi mineralele argiloase.

Este important de precizat că oxizii de mangan şi fier şi cuarţul formează asociaţii în toate proporţiile. Oxizii de mangan se prezintă deci atît în cuiburi compacte de cîţiva cm cu mici incluziuni de cuarţ, cît şi cu impregnaţii în benzile de cuarţite. Din cauza acestei strînse asociaţii s-au considerat ca granule de oxizi de mangan, agregatele de minerale în care oxizii de mangan şi fier apar în proporţii mai mari de 85%. Se poate afirma că în general 60% din oxizii de mangan formează cuiburi cu dimensiuni mai mari de 5 mm. Practic nu există oxizi de mangan curaţi fără impregnaţii sterile.

Cuarţul constituie aproape 20—30% din masa minereului. El formează uneori masa fundamentală în care se găsesc cuiburi de oxizi de mangan şi fier sau impregnaţii fine din aceştia. Uneori cuarţul se observă sub formă de granule separate cu dimensiuni pînă la 0,2 mm sau aglomerate din aceste granule cu dimensiuni pînă la 20 mm înglobate în masa oxizilor de mangan.

Oxizii de fier reprezentînd 15—25% din masa minereului se observă atît în amestec cu oxizii de mangan cu care formează mase compacte, cît şi izolat sub formă de cuiburi, pelicule sau ca impregnaţii ale masei cuarţoase.

In ceea ce priveşte compoziţia chimică a oxizilor de mangan, ca şi în cazul tuturor sortimentelor de minereuri de mangan, este extrem de variată, putîndu-se înscrie între limitele: Mn = 18—25%, Fe = 10—16%, SiO_2 = 35—28%, P = 0,2—0,35%, S = 0,1—0,2%, Al_2O_3 = 4—7%, CaO + MgO = 2—3%.

Ca şi în cazul carbonaţilor de mangan, analiza mineralogică nu a putut determina prezenta mineralelor de fosfor decît cu totul întîmplător. Lucrările ulterioare au condus la aceeaşi concluzie că acesta se află legat intim de mineralele utile, în special de cele feroase.

Din punct de vedere al comportării la sfărîmare, minereul oxidic este extrem de friabil. Prin sfărîmarea lui la 15—20 mm rezultă o cantitate de material mărunt mai mic de 1 mm de 20—25%.

3) Halda prin însăşi formarea sa este un amestec de oxizi şi, subordonat, carbonaţi de mangan cu formaţiuni compacte de elemente sterile rezultate din exploatarea minieră. In consecinţă observaţiile mineralogice făcute în cadrul oxizilor şi carbonaţilor sînt valabile şi aici. In plus halda mai conţine şi formaţiunile sterile arătate, care sînt aproape complet lipsite de constituienţi utili.

Haldele care vin în discuţie sînt cele ale căror conţinut în mangan depăşeşte 15—20%. Restul elementelor chimice se încadrează între limitele: Fe = 10—15%, SiO_2 = 50—40%, P = 0.3—0,4%, S = urme, Al_2O_3 = 4—7%. In cazul haldelor pe lîngă fosforul intim asociat cu mineralele utile, se remarcă şi fosforul existent în formaţiunile argiloase-pămîntoase prezente în haldă.

Granulometric halda conţine în original 20—30% fracţiune mărunţă sub 1—2 mm. Prin sfărîmare cantitatea aceasta de parte mărunţă nu creşte mult deoarece majoritatea bucăţilor mari este formată din formaţiuni cuarţoase, dure, care nu produc mult mărunt prin sfărîmare.

II. Cercetări efectuate

Caracteristicile chimico-mineralogice enumerate mai sus au determinat conducerea lucrărilor de cercetare într-un cîmp larg de metode de preparare, pentru a se găsi o soluţie acceptabilă.

S-au făcut încercări de separare magnetică — cu sau fără prăjiri prealabile — încercări de concentrare pe cale gravimetrică (separare în suspensii grele, zeţaj, mase de concentrare) şi încercări de flotaţie. S-au efectuat de asemenea încercări combinate din metodele de preparare menţionate.

Toate încercările au fost efectuate pe cele 3 sorturi distincte de minereu, în mod separat. De altfel, zăcămîntul se prezintă de aşa natură încît exploatarea sau extragerea acestor sorturi separat, se face cu uşurinţă.

Pentru o mai logică prezentare a cercetărilor şi o mai uşoară interpretare a rezultatelor obţinute, expunerea în continuare se va face pe fiecare sort în parte.

1) *Minereu sub formă de carbonaţi*

In acest sort de minereu, mineralul util predominant este rodocrozitul (CO_3Mn). Se remarcă prezenta în proporţie îndeajuns de mare şi a rodonitului (SiO_3Mn).

Este cel mai dificil sort de minereu din punct de vedere al posibilităţilor de preparare mecanică.

Se prezintă omogen, fiind concrescut şi cu duritate mare.

Compoziţia chimică medie indică: 20—28% Mn; 8—11% Fe; 28—35% SiO_2; 0,15—0,3 P; 0,2—0,4% S.

Analiza chimică pe diferite clase granulometrice obţinute prin cernere nu indică nici o variaţie de conţinut pe aceste clase.

a) Analiza densimetrică a minereului sfărîmat la 15 mm şi împărţit în mai multe clase, arată că cea mai mare parte a materialului (70%) are o greutate specifică mai mare de 3,15. Se sezisează prin aceasta, dificultăţile legate de concentrarea gravimetrică şi în mod special de separarea în suspensii grele. Rezultatele se pot vedea în tabela 1.

b) Separarea magnetică a minereului brut a condus la rezultate interesante.

Prin această operaţiune efectuată pe cale uscată cu material sfărîmat la 15 mm şi cu separatoare cu cîmpuri slabe (1000—2500 oersted) se poate obţine un concentrat cu 31—35% Mn, 12—16% Fe şi 13—15% SiO_2. Acest concentrat reprezintă ca extracţie în greutate 20—22% şi conduce la o extracţie în Mn de 28—32%.

Produsul intermediar care rămîne după separarea magnetică conţine 17—25% Mn, 7—9% Fe şi 34—38% SiO_2,

Tabela 1

Rezultate şi indici tehnologici obţinuţi la analiza densimetrică a carbonatului de mangan brut

Dimensiunea mater.	Gr. cls.	Gr. spec.	Simbol	Extr. în greut.	Conţinut				Indici tehnologici cumulaţi			
mm	%	kg/dm³		%	Mn	Fe	SiO_2	P	V%	C%	m%	b%
		> 3,16	C_1	84,7	31,7	8,33	19,68	0.15	84,70	31,70	95,80	13,10
		> 3	C_2	2,66	25.0	7,17	34,47	0,27	87,36	31,40	97,50	9,97
1-20	96,25	> 2,94	C_3	4,07	18,55	6,34	38,51	0,18	91,43	30,90	97,00	6,20
		> 2,84	C_4	2,35	12,05	8,20	54,21	0,23	93,78	29,60	98,70	5,03
		< 2,84	S	6,22	5,03	4,20	78,79	0,12	100,00	28,06	100,00	—
Total			A	100	28,06	7,95	27,59	0,16				

Tabela 2

Rezultate şi indici tehnologici obţinuţi la separarea în suspensii grele a carbonatului de mangan brut

Dimensiunea mater.	Gr. cls.	Gr. spec.	Simb.	Extr. în greut.	Conţinut				Indici tehnologici cumulaţi			
mm	%	kg/dm³		%	Mn	Fe	SiO_2	P	V%	C%	m%	b%
3 — 15	75,5	2,9	C	74,2	30,29	9,95	21	0,21	74,2	30,29	89,5	20,45
		2,9	S	25,8	20,45	10,22	40	0,10	100,0	27,76	100,0	—
		Total	A	100,0	27,76	10,00	25,9	0,17				

urmînd a se concentra mai departe pe cale gravimetrică.

Incercările de separare magnetică după o prealabilă prăjire oxidantă sau reductoare nu au condus la rezultate cît de cît mulţumitoare.

Deşi prin operaţiuni de prăjire oxidantă se reuşeşte să se activeze proprietăţile magnetice ale minereului, complexitatea compoziţiei sale chimico-mineralogice elimină posibilitatea de a se obţine concentrate cu conţinut metalic satisfăcător sau să se scoată din fluxul tehnologic al preparării sterile sărace.

c) La separarea în suspensii grele se confirmă neajunsurile menţionate la analiza densimetrică.

O astfel de separare necesită o greutate specifică a suspensiei mare $\gamma > 3$ fără a conduce la rezultate bune.

Datorită omogenităţii minereului, concrescenţei lui şi greutăţii specifice medii ridicate, nu se pot obţine concentrate de calitate şi nici elimina sterile sărace.

In faţa unor asemenea rezultate şi ţinînd seama de dificultăţile legate de a lucra cu o suspensie cu greutate specifică mare, s-a renunţat la alternativa de a propune această metodă pentru concentrarea acestui minereu.

Pentru edificare prezentăm totuşi rezultatele obţinute la o separare în suspensii cu o probă 3—15 mm, la o greutate specifică a suspensiei de 2,9, în tabela 2.

După cum se vede din această tabelă din materialul supus separării cu un conţinut de 27—28% Mn, 8—9% Fe, 27—28% SiO_2, se obţine un concentrat cu un conţinut de 30—31% Mn, 9—10% Fe, 21—22% SiO_2. Se elimină un steril cu 19—21% Mn, 7—8 Fe, 40—42% SiO_2.

Concentratul reprezintă ca extracţie în greutate 75—77%, ceea ce conduce la o extracţie în Mn de 81—83%.

d) Zeţajul conduce la rezultate oarecum mulţumitoare în cazul carbonaţilor de Mn din Bucovina.

Este suficientă o sfărîmare prealabilă a minereului la 15—20 mm şi este necesară o clasare preliminară determinată de coeficientul de simptoticitate îndeajuns de strînsă. Coeficientul scării sitelor este determinat a fi 1,6—1,8.

Supunînd la zeţaj materialul mai mare de 0,5—1 mm se concentrează prin această metodă 88—92% din întreaga masă a minereului, după cum se vede din tabela 2.

In ansamblu rezultatele obţinute se oglindesc în următoarele valori:

Din minereul original cu un conţinut mediu de 22—27% Mn, 8—10% Fe şi 28—34% SiO_2 se obţine:

— Un concentrat cu un conţinut de 30—33% Mn, 9—11% Fe şi 18—20% SiO_2, reprezentînd ca extracţie în greutate 68—72% şi care duce la o extracţie în Mn de 76—80%.

— Un produs intermediar cu un conţinut de 16—20% Mn, 8—9% Fe şi 34—38% SiO_2, reprezentînd ca extracţie în greutate 8—10% şi care conduce la o extracţie în Mn de 7—8%;

— Se elimină un steril cu un conţinut de 13—15% Mn, 7—8% Fe şi 53—57% SiO_2, reprezentînd ca extracţie în greutate 20—21% şi care conduce la o pierdere de Mn de 11—14%.

Toate valorile prezentate mai sus se referă la materialul supus zeţajului.

e) Concentrarea pe mese, nu a fost luată în considerare ca o metodă unică şi de bază pentru prepararea acestui minereu. Ea a fost privită de la început ca o metodă auxiliară necesară în completarea unei alte operaţiuni de preparare pentru concentrarea minereului mărunt şi deci în ultimă analiză pentru mărirea recuperării de metal în concentrat, raportîndu-se la întreaga masă de minereu.

Pe masa de concentrare nu a fost tratat decît materialul mărunt care nu a putut fi supus separării în suspensii grele sau zeţajului, precum şi produsele intermediare obţinute la zeţaj după o prealabilă sfărîmare a lor.

Concentrarea pe mese a fost efectuată cu material sub 1 mm, împărţit în mai multe clase determinate de coeficientul de simptoticitate.

Rezultatele medii obţinute prin concentrarea pe mese se reflectă în următoarele date, cuprinse în tabela 2.

Materialul de alimentare al meselor de concentrare conţine 22—26%, 8—10% Fe, şi 29—34% SiO_2.

Se obţine un concentrat cu 28—31% Mn, 9—12% Fe şi 20—21% SiO_2, reprezentînd ca extracţie în greutate 60—65%, ceea ce conduce la o extracţie în Mn de 70—74%.

Se elimină un steril cu un conţinut de 13—16% Mn, 7—8% Fe şi 56—60% SiO_2, reprezentînd ca extracţie în greutate 35—40% şi care conduce la o pierdere în Mn de 26—30%.

In privinţa distribuirii elementelor nocive (fosfor, sulf) în produsele obţinute prin operaţiuni de preparare a carbonaţilor, se pot face următoarele observaţiuni:

— fosforul apărînd în minereu legat mai mult de mineralele utile, conduce la o uşoară creştere a conţinutului în acest element în concentrate. Astfel, de la minereul original cu un conţinut de 0,2—0,3% P se ajunge în concentrate la un conţinut de 0,3—0,45% P;

— conţinutul de sulf în concentrat rămîne sensibil apropiat cu cel din minereul original şi anume 0,2—0,3%. De altfel în tehnologia valorificării acestui sort de minereu intervine şi operaţiunea de prăjire, prin care sulful este eliminat.

2) *Minereu sub formă de oxizi*

Compoziţia chimică medie indică:
18—25% Mn; 10—15% Fe; 28—35% SiO_2; 0,2—0,35% P; 0,1—0,2% S.

Nu se observă variaţie de conţinut sensibilă pe diferite clase granulometrice.

a) Analiza densimetrică a minereului sfărîmat la 15 mm şi împărţit în mai multe clase indică posibilităţi îndeajuns de clare de separare a acestui minereu în suspensii grele. Pe fiecare clasă în parte şi deci pe probe în ansamblu, la o greutate specifică de 2,76—2,8 se obţine un concentrat de calitate mulţumitoare şi se

Tabela 3

Dimensiunea mat.	Gr. cls.	Gr. spec.	Simb.	Extr. în greut.	Conținut				Indici tehnologici cumulați			
mm	%	kg/dm³		%	Mn	Fe	SiO_2	P	V %	C %	m %	b %
1 — 20	78,10	$\gamma > 3$	C_1	47,40	35,00	19,50	9,72	0,41	47,40	35,00	65,2	16,0
		$\gamma > 2,6$	C_2	7,40	27,40	14,80	19,20	0,36	54,80	33,10	74,2	13,19
		$\gamma > 2,74$	C_3	9,40	19,80	11,80	48,25	0,28	64,20	31,10	81,8	12,4
		$\gamma < 2,74$	S	35,80	12,40	9,45	59,92	0,22	100,00	24,44	100,00	—
		Total	A	100,00	24,40	14,83	33,20					

elimină un steril sărac, la o extracție metalică bună. Greutatea specifică mai sus menționată a fost determinată pe baza interpretării rezultatelor obținute la diferite densități ale lichidului greu. Rezultatele sînt prezentate în tabela 3.

b) Incercările de separare magnetică efectuate cu acest minereu fără prăjire prealabilă sau după o prăjire reducătoare sau oxidantă nu au condus sub nici o formă la rezultate mulțumitoare.

Deși prin prăjire în anumite condițiuni s-a reușit să se accentueze permeabilitatea magnetică a unor minerale utile, separarea magnetică ulterioară a minereului prăjit nu a reușit să conducă la obținerea de concentrate cantitativ și calitativ superioare și la sterile sărace.

Conținuturile metalice ale concentratelor obținute, precum și slabele recuperări metalice în aceste concentrate, au determinat abandonarea acestei metode de preparare pentru acest minereu.

c) Conform indicațiilor primite prin analiza densimetrică efectuată, încercările de separare în suspensii grele au condus la rezultate bune.

Incercările au fost efectuate cu clasa 3—15 mm din probe medii de minereu sfărîmat la această dimensiune, clasă care reprezintă 64—67% din totalitatea probei respective.

Probele medii de minereu supuse separării în suspensii au avut un conținut de 22—24% Mn, 14—15% Fe și 32—24% SiO_2.

S-a lucrat cu suspensii de greutate specifică 2,75.

S-a obținut un concentrat cu un conținut de 34—35% Mn, 15—17% Fe și 13—15% SiO_2. Acest concentrat reprezintă ca extracție în greutate 56—60%, care conduce la o extracție în Mn de 76—78%.

Se elimină un steril cu 14—15% Mn, 10—11% Fe și 54—55% SiO_2.

Operațiunea în sine se efectuează ușor, separarea este îndeajuns de netă, fără dificultăți din cauza suspensiei, care are o greutate specifică relativ scăzută.

d) Condițiunile de lucru în care s-au efectuat încercările de zețaj cu acest minereu au fost aceleași ca și cu cel sub formă de carbonați.

Supunînd zețajului materialul cuprins între 0,5—1 mm și 3 mm se concentrează prin această metodă 14% din întreaga masă a minereului.

In ansamblu rezultatele obținute se oglindesc în următoarele valori:

Din minereul original cu un conținut mediu de 22—24% Mn, 14—15% Fe și 32—34% SiO_2 se obține:

— un concentrat cu un conținut de 31—32% Mn, 16—17% Fe și 18—19% SiO_2, reprezentînd ca extracție în greutate 69—72% și care conduce la o extracție în Mn de 80—85%;

— un produs intermediar cu un conținut de 16—17% Mn, 10—12% Fe și 40—42% SiO_2, reprezentînd ca extracție în greutate 15—17% și care conduce la o extracție în Mn de 8—10%;

— se elimină un steril cu un conținut de 13—14% Mn, 10—11% Fe și 56—60% SiO_2, reprezentînd ca extracție în greutate 23—25% și conduce la o pierdere de Mn de 14—15%.

Toate valorile prezentate mai sus se referă la materialul supus zețajului.

e) Privitor la concentrarea pe mese se mențin aceleași observațiuni menționate pentru sortul de minereu precedent și aceleași condiții de lucru ale încercărilor.

S-au făcut încercări de concentrare pe mese numai cu minereul mărunt care nu a putut fi supus separării în suspensii grele, sau zețajului, precum și cu produsul intermediar obținut de la zețaj după o prealabilă sfărîmare.

Rezultatele medii obținute prin concentrare pe mese se reflectă în următoarele date:

Materialul de alimentare al meselor de concentrare conține 19—20% Mn, 13—15% Fe, și 34—35% SiO_2.

Se obține un concentrat cu 28—30% Mn, 16—17% Fe și 19—21% SiO_2, reprezentînd ca extracție în greutate 45—50%, ceea ce conduce la o extracție în Mn de 68—72%.

Se elimină un steril cu un conținut de 13—14% Mn, 10—12% Fe și 45—50% SiO_2, reprezentînd ca extracție în greutate 50—55% și care conduce la o pierdere în Mn de 28—32%.

In privința fosforului se confirmă observațiile mineralogice, acestea fiind legate mai ales de mineralele utile. In consecință, prepararea minereului conduce la o ușoară creștere a conținutului în acest element în concentrate. Astfel se ajunge la un conținut de 0,35—0,40% P în concentrate.

Conținutul în sulf nu variază între concentrate și steril fiind aproximativ uniform repartizat în masa de minereu.

3) *Minereu de haldă*

Compoziția chimică medie indică: 13—15% Mn; 10—15% Fe; 40—50% SiO_2; 0,3—0,4% P; S=urme.

Analiza chimică pe diferite clase granulometrice obținute prin cernere nu indică o variație de conținut pe aceste clase.

a) Analiza densimetrică a minereului sfărîmat la 15—20 mm indică posibilitatea concentrării gravimetrice a haldelor. Dintr-un minereu similar celui arătat se obțin concentrate cu 30—31% Mn; 16—18% Fe; și 15—16% SiO_2, eliminîndu-se un steril cu 3—4% Mn; 8—10% Fe și 75—80% SiO_2. Extracția în greutate este de 35—38% conducînd la o recuperare metalică de 82—85% în Mn. Rezultatele sînt date în tabela 4.

b) Separările magnetice executate în diferite condiții nu au condus la nici un rezultat satisfăcător pentru haldă. S-au executat separări magnetice atît asupra haldei crude, cît și asupra haldei prăjite magnetizant. S-au executat separări uscate și umede la diferite granulații. Nici unele nu au condus la rezultate favorabile. Se constată peste tot o concentrare a fierului în proporție mai mare sau mai mică, în funcție de finețea materialului.

Tabela 4

Dimensiunea mater.	Gr cls.	Gr spec.	Simb.	Extr. în greut.	Conținut				Indici tehnologici cumulați			
mm	%	kg/dm³		%	Mn	Fe	SiO_2	P	V %	C %	m %	b %
1 — 20	78	$\gamma > 3$	C_1	26,4	35,0	17,2	11,2	0,33	26,4	35,0	69	5,6
		$\gamma > 2,9$	C_2	4,7	22,9	19,6	26,0	0,33	31,1	33,2	77,1	4,4
		$\gamma > 2,86$	C_3	4,5	15,4	23,3	33,6	0,78	35,6	30,9	82,3	3,7
		$\gamma > 2,8$	C_4	1,1	11,7	25,3	38,1	0,85	36,7	30,4	83,2	3,5
		$\gamma > 2,7$	C_5	5,8	10,5	16,2	47,7	0,23	42,5	27,6	87,8	2,8
		$\gamma < 2,7$	S	57,5	2,8	7,8	81,2	0,73	100,0	13,3	100,0	—
		Total		100,0	13,4	12,1	49,5	0,57				

c) Separarea în suspensii grele a confirmat rezultatele bune indicate de analiza densimetrică. La o sfărîmare a minereului la 20 mm prin separare se obțin concentrate cu 30—31% Mn, 16—18% Fe, 20—22% SiO_2 sterile cu 4—5% Mn, 8—9% Fe, 74—78% SiO_2. Extracția în greutate este 36%, conducînd la o extracție metalică de 76—78%.

Cu toate că s-a lucrat la o greutate specifică relativ scăzută de 2,78 g/cm³, viscozitatea mediului dens nu permite tratarea porțiunilor mărunte sub 2—3 mm, acestea comportîndu-se neuniform de la o încercare la alta. In consecință procedeul vine în discuție numai pentru clasa mai mare de 2—3 mm care la sfărîmare la 15—20 mm reprezintă 65—70% din masa minereului. Indepărtarea materialului mărunt este indicat să se facă umed, aceasta constituind și o spălare a minereului supus separării, foarte necesară în cazul haldei.

d) Incercările de zețaj se suprapun într-o oarecare măsură peste rezultatele suspensiilor. In general rezultatele sînt ceva mai slabe, atît calitativ cît și ca indici de extracție. Acestui procedeu se supune materialul între 0,5—2 și 3 mm, respectiv 14% din masa minereului. In cazul acesta rezultatele obținute se încadrează în următoarele limite: un concentrat cu un conținut de 29—30% Mn; 15—17% Fe și 21—23% SiO_2 și un steril cu un conținut de 5—6% Mn și 8—9% Fe. Extracția în greutate este de 33—35% conducînd la o extracție metalică în mangan de 73—75%.

Aceste valori se referă la materialul supus zețajului.

e) Concentrarea pe mese, ca și la celelalte sorturi nu a fost luată în considerare ca o metodă unică și de bază pentru prepararea acestui minereu. Ea a fost privită de la început ca o metodă auxiliară necesară pentru concentrarea materialului mărunt și deci pentru mărirea indicelui de recuperare metalică în concentrat, raportîndu-se la întreaga masă de minereu.

In consecință, pe masa de concentrare a fost tratat numai materialul mărunt care nu a putut fi supus separării în suspensii grele sau zețajului.

Concentrarea pe mese a fost efectuată cu material sub 0,5—1 mm împărțit în clase determinate de coeficientul de simptoticitate al haldei.

Rezultatele medii obținute sînt următoarele:

Materialul de alimentare al meselor de concentrare conține: 12—14% Mn; 10—15% Fe; 45—55% SiO_2. Se obține un concentrat cu 27—28% Mn; 15—17% Fe și 24—26% SiO_2, eliminîndu-se un steril cu 7—9% Mn; 10—12% Fe, 70—75% SiO_2. Extracția în greutate este în jur de 25%, conducînd la o extracție metalică de 50—55%.

Aceste valori se referă la materialul supus concentrării pe mese.

In privința conținutului în fosfor și sulf, observațiile ce se pot face sînt identice cu cele de la oxizi. Fiind vorba de un minereu oxidic diluat cu steril, sulful se află în proporții neglijabile.

Fosforul însă se concentrează ușor și la haldă în produse superioare, ajungînd la 0,3—0,4%.

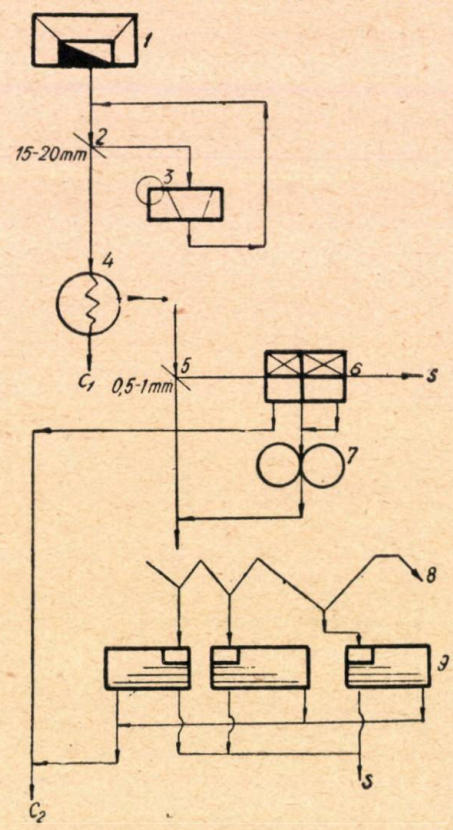
III. Concluzii privind încercările efectuate

Din cele expuse mai sus privind minereurile sărace de mangan din regiunea Vatra Dornei — Iacobeni, se desprind următoarele observații:

— Valorificarea rațională a zăcămintelor în cauză se va face numai prin introducerea preparării mecanice a acestor minereuri, dat fiind conținutul lor metalic scăzut în zăcămînt și a conținutului ridicat de SiO_2.

— Se menționează neajunsul că aceste minereuri au un conținut relativ ridicat de fosfor și sulf, care în concentrat ajunge la valori ceva mai mari decît minereul original.

— Flotația minereurilor de mangan este dificilă și constituie încă obiect de preocupări speciale și studii în toată lumea. In cercetările de preparare a minereurilor de mangan din Bucovina s-au efectuat și încercări de flotație.



Schema 1. Principiul fluxului tehnologic de preparare a carbonaților de mangan:

1 — siloz minereu brut; *2* — clasare; *3* — sfărîmare; *4* — separare magnetică; *5* — clasare; *6* — zețaj; *7* — sfărîmare; *8* — clasare gravimetrică; *9* — mese de concentrare.

Rezultatele obținute pînă în prezent nu sînt concludente, flotația minereurilor de mangan constituind în continuare o preocupare deosebită în activitatea institutului nostru. Aceste cercetări sînt orientate pe utilizarea de rețete cu reactivi speciali cum sînt: petrolul lampant oxidat, săpunuri sulfatice, laurilamina etc.

— Pe baza rezultatelor obținute prin încercările de laborator și care urmează să fie verificate în flux continuu într-o stație pilot, se recomandă următoarele fluxuri tehnologice de preparare privind valorificarea acestor minereuri:

1) *Pentru minereuri sub formă de carbonați* (Schema 1)

Separarea magnetică uscată după o prealabilă sfărîmare a minereului la dimensiunea de 20 mm.

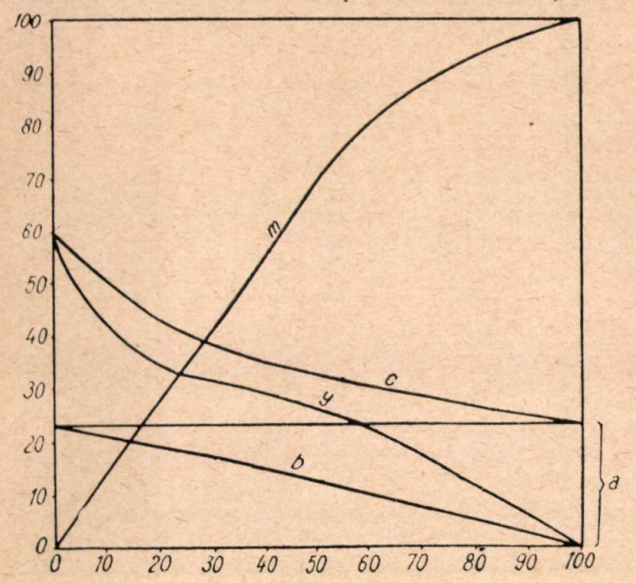


Diagrama 1. Indici tehnologici de preparare pentru minereul carbonat de mangan:

y — curba elementară; *c* — curba conținutului mediu; *b* — curba sterilelor; *m* — curba extracției în metal.

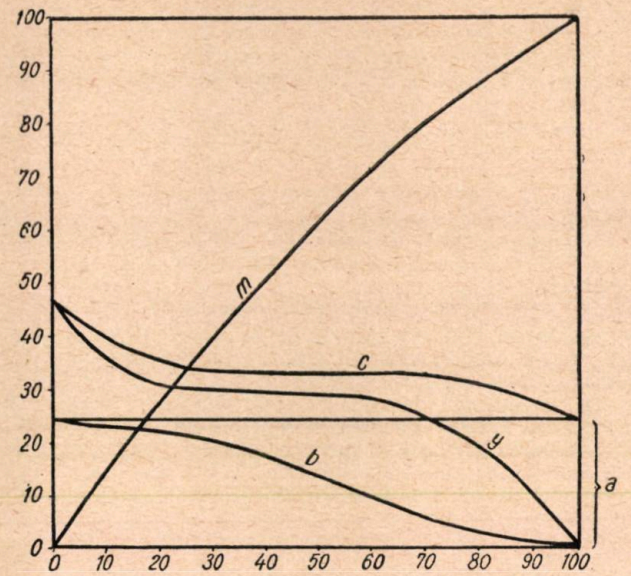
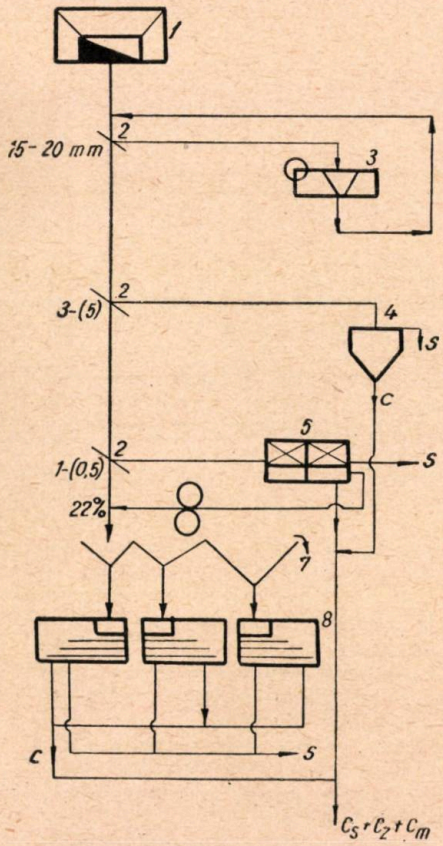


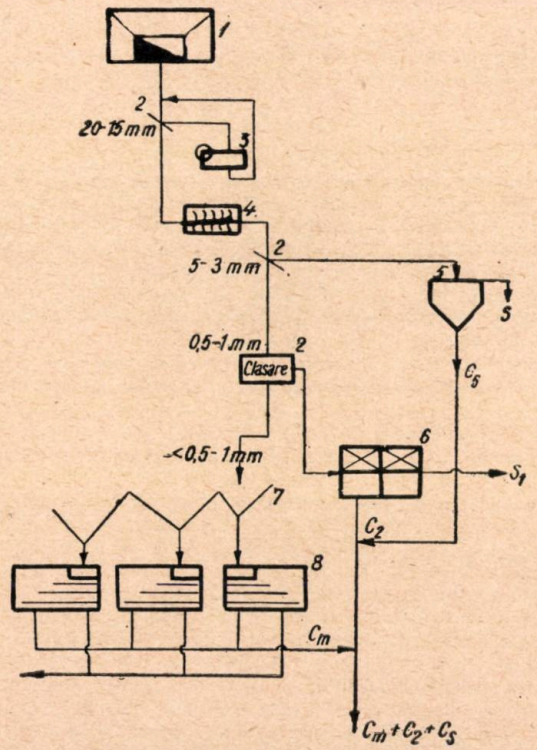
Diagrama 2. Indici tehnologici de preparare pentru minereul oxizi de mangan:

y — curba elementară; *c* — curba conținutului mediu; *b* — curba sterilelor; *m* — curba extracției în metal.



Schema 2. Principiul fluxului tehnologic de preparare a oxizilor de mangan;

1 — siloz minereu brut; *2* — clasare; *3* — sfărîmare; *4* — separare în suspensii grele; *5* — zețaj; *6* — sfărîmare; *7* — clasare gravimetrică; *8* — mese de concentrare.



Schema 3. Principiul fluxului tehnologic de preparare a minereului de haldă:

1 — siloz minereu brut; *2* — clasare; *3* — sfărîmare; *4* — spălare; *5* — separare în suspensii grele; *6* — zețaj; *7* — clasare gravimetrică; *8* — mese de concentrare.

Produsul intermediar obținut se supune zețajului și concentrării pe mese după o prealabilă clasare în clasele: 20—12; 18—8; 8—5; 5—3; 3—2; 2—1 și 1—0 mm. Mixtele obținute la zețaj — cantitativ foarte puține — se supun concentrării pe mase după o prealabilă sfărîmare, împreună cu clasa primară 1—0 mm. Concentrarea pe mese va fi precedată de o clasare gravimetrică, pe clasele 1—0,5; 0,5—0,25; 0,25—0 mm.

Rezultatele astfel obținute cu indicii tehnologici de apreciere a lor, sînt cuprinse în tabela 2 și în diagrama 1.

2) *Pentru minereuri sub formă de oxizi* (Schema 2).

Separarea în suspensii grele a clasei 20—3 mm, după o prealabilă sfărîmare a minereului la dimensiunea de 20 mm.

Separarea în celule de zețaj a clasei 3—0,5 (1) mm după o prealabilă clasare pe clasele 3—2; 2—1; 1—0,5 mm și concentrarea pe mese a materialului 0,5 (1)—0 mm după o prealabilă clasare gravimetrică pe clasele 1—0,5; 0,5—0,25; 0,25—0 mm.

Rezultatele astfel obținute cu indicii tehnologici de preparare a lor, sînt cuprinse în tabela 5 și în diagrama 2.

3) *Pentru minereul din halde.* (Schema 3).

Rezultatele obținute prin încercări de laborator privind prepararea acestui minereu, conduc la aceleași concluzii ca și la minereul sub formă de oxizi.

Se menționează doar că minereul din halde necesită o prealabilă spălare înaintea operațiunii de concentrare.

Rezultatele obținute și valorile indicilor tehnologici sînt cuprinse în tabela 7 și diagrama 3.

Încercările ce vor fi efectuate în cursul anului 1957 în flux continuu în stația pilot, vor preciza obiectivitatea rezultatelor și concluziile desprinse din încercările de laborator cu minereurile sărace de mangan din Bucovina.

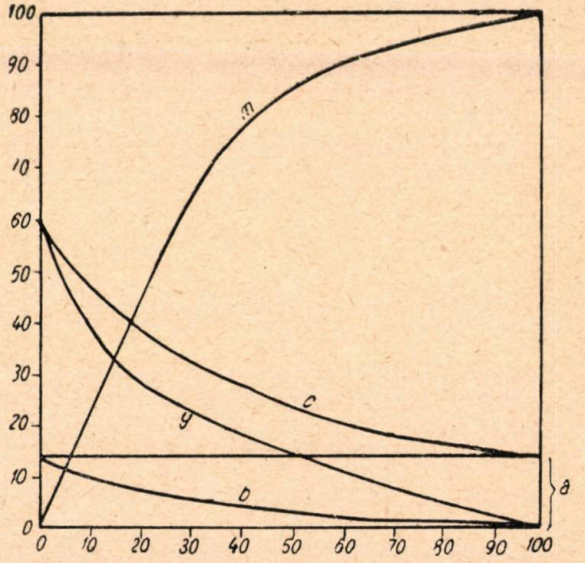


Diagrama 3. Indici tehnologici de preparare pentru minereul de haldă:
y — curbă elementară; *c* — curba conținutului mediu; *b* — curba sterilelor; *m* — curba extracției în metale.

Recenzii

A. I. Sagradian, **Controlul procesului tehnologic în instalațiile de flotație.**

In cartea „Controlul procesului tehnologic în instalațiile de flotație", apărută recent în traducere românească (I.D.T.), se descriu metodele și aparatele folosite în instalațiile moderne de preparare pentru luarea probelor și pentru controlul procesului tehnologic.

Lucrarea este împărțită în 10 capitole scrise într-o formă și un stil care o fac accesibilă atît inginerilor cît și maiștrilor și tehnicienilor care lucrează sau au contingență cu problemele de preparare mecanică.

Cartea tratează problema luării probelor din minereuri și de concentrate, din silve și din vagoane, precum și luarea probelor din tulbureală și din produse umede. Pregătirea probelor este redată în mod detaliat scoțînd în relief metoda cea mai bună ce trebuie aplicată.

De asemenea, descrie metoda luării probelor de reactivi, care se livrează în mase compacte, a probelor de reactivi solizi, a reactivilor lichizi și a probelor de apă.

Cartea tratează și analizează în mod critic și competent controlul minereului și al concentratelor în privința metodelor de cîntărire, al determinării greutății lor specifice, al umidității, al durității minereului și al proprietăților magnetice, insistîndu-se în mod special asupra analizei curente.

In două capitole din carte se face descrierea controlului fazei lichide și gazoase din procesul de flotație. Sînt redate simplu și în mod complet, indicîndu-se și aparatura folosită pentru determinarea consumului de apă, analiza apei industriale și a adeziunii bulelor de aer la particulele minerale în funcție de reactivii folosiți, precum și măsurarea debitului de apă, a impurificării acesteia.

Un capitol din carte se ocupă de controlul funcționării utilajului tehnologic de bază, ca ciururi și concasoare, clasoare, mori, mașini de flotație, îngroșătoare, filtre cu vid, etc.

In alt capitol sînt redate operațiilor pregătitoare pentru controlul chimic și, în special, controlul calității reactivilor și normele de dozare a reactivilor de flotație.

O bună parte a cărții este dedicată analizelor chimice rapide a minereurilor și produselor de preparare, analize absolut necesare pentru cunoașterea fără multă întîrziere a mersului procesului tehnologic și în consecință să se poată lua măsuri de îndreptare.

Ultimul capitol redă metodele alcătuirii bilanțului metalelor și determinarea diferiților indici de preparare, ca și a pierderilor mecanice. De un real folos sînt anexele lucrării, dintre care: standardele și calitățile necesare cîtorva reactivi din industria chimică, precum și condițiile tehnice pentru diferite concentrate de produse utile din U.R.S.S.

Ing. Vasilov Vladimir

Documentare

Komissarov S. V., **Practica cercetărilor hidrogeologice la zăcămintele de cărbune din bazinul Moscovei,** (Opît ghidrogheologiceskih issledovanii na ugolinih mestorojdeniish Podmoskovnogo basseina) Rezvedka i ohrana nedrî, U.R.S.S. (1956), nr. 4, pag. 40—47, 2 fig., 2 tabl., 3 ref. bibl.

553.94:551.94

Cercetările hidrogeologice ale cîmpurilor miniere fac parte integrantă din explorările zăcămintelor şi de aceea între metodele acestor cercetări şi cele ale explorărilor trebuie să existe o strînsă interdependenţă.

Apele subterane, care pătrund în mine, îngreunează lucrările de exploatare şi de aceea trebuie evacuate. Printre metodele aplicate se numără şi metoda de epuizare cu ajutorul sondelor cu pompe submersibile.

In cadrul cercetărilor hidrogeologice, pe baza materialelor furnizate se întocmesc hărţi hidrogeologice, folosite apoi la proiectarea lucrărilor de epuizare a apei.

In aceste cercetări, efectuate în bazinul carbonifer al Moscovei se constată o serie de lipsuri, printre care menţionăm folosirea unui număr excesiv de sondaje hidrogeologice în grup, pompările de durată prea lungă, volumul nejustificat de mare al scăderilor de nivel.

Pentru sporirea debitului sondelor de reducere a nivelului apelor în roci fisurate se recomandă aplicarea procedeului acidizării sau al vacuumării. După primul procedeu, acidul turnat în sondă pătrunzînd în fisuri şi crăpături le măreşte uşurînd astfel afluenţa apei din zona acviferă spre sondă. După cel de-al doilea procedeu, în sondă se produce vid cu ajutorul pompelor de aspiraţie.

Suhacev D. A., **Săpare a 902 m galerie pe lună cu ajutorul combinei PK-24.** Ugoli (1956), pag. 10—14, fig. 8, tabl. 1.

Viteza de 902 m/lună a fost realizată în combinatul Tulaugol în iulie 1956 după ce timp de 11 luni s-a realizat o viteză medie de 432,4 m. Săparea s-a făcut într-un strat de cărbune de 3,1—3,5 grosime, săpîndu-se un profil de 7,1 m². Cărbunele era de tărie medie. Aerajul s-a efectuat cu ventilator „Prohodka 500-2 m" şi tuburi flexibile, iar pentru transportul cărbunelui era destinată o locomotivă cu troley. Galeria era susţinută în lemn.

Echipa a fost formată din 21 muncitori: 3 mecanici, 12 săpători, 6 transportori de lemn, 6 monteuri de cale, 6 mecanici locomotivă şi 3 lăcătuşi. In medie s-au realizat 30 m/zi cu un maxim de 46 m/zi. Zilnic combina lucra cca. 13 ore, 4 ore dura montarea liniei, 5 ore dura armarea definitivă. Productivitatea muncii a fost de 0,85 faţă de 0,32 cît se obţinea în cazul săpării obişnuite cu explozivi, iar preţul de cost al lucrării a fost de 151,17 ruble faţă de 249,61 ruble.

Componenţa preţului de cost	Săpare cu combină	Săpare cu exploziv
Preţ de cost, ruble/m	151—17	249—61
Salariu direct	40—55	109—66
Salariu progresiv	38—15	13—25
Combustibili	0—62	1—89
Materiale	71—85	124—81
din care: lemn	71—95	114—38
exploziv	—	10—43
lubrifianţi	0—50	—
Energie electrică, kWh	24219	3402
Amortizare	4058—20	494—72
Costul unei tone de cărbune, ruble/t	10—50	26—43

Componenţa preţului de cost în cele două variante a fost următoarea:

In cursul folosirii intense a combinei au rezultat unele deficienţe constructive care au fost semnalate uzinei în vederea îmbunătăţirii construcţiei.

Borecki M., **Exploatarea hidraulică a zăcămintelor carbonifere** (Hydrauliczna eksploatacja zloz weglowych) In Wiadomosci gornicze, R.P. Polonă, VI (1956), nr. 12 pag. 349—358, fig. 11.

622.33:622.234.5

Metoda hidraulică de exploatare a zăcămintelor de cărbuni reprezintă ultima expresie a tehnicii.

La exploatarea hidromecanizată tăierea se execută cu ajutorul jetului de apă cu presiunea de 40—60 at şi cu viteza de peste 100 m/s ceea ce reprezintă o forţă de 100—150 kg/cm². Cel mai bun efect se obţine la distanţa de 6—8 m de la duza monitorului.

Zăcămintele de cărbune compacte fără crăpături şi fisuri se desprind greu şi cer pe lîngă presiunea mare de apă şi dislocarea cu ajutorul explozivilor.

Cărbunele cu rezistenţă mijlocie poate fi exploatat cu ajutorul agregatului hidraulic tip G.I.G. cu debitul apei de 3—4 m³/min şi presiunea de 40—60 at avînd productivitatea de 1—1,5 m³ de rocă/min sau 50—100 t/h. Zăcămintele înclinate se exploatează mai uşor din cauza curentului apei care efectuează şi transportul cărbunelui dislocat.

Consumul mediu de apă pentru 1 m³ de cărbune inclusiv roca sterilă este 3—4 m³ apă cu presiunea de 40—60 at.

Cărbunele transportat de apă de la abataje se scurge în aşa-zisul bazin hidraulic de unde, cu ajutorul pompelor este dus la suprafaţă, uscat şi încărcat în vagoane, iar apa poate fi folosită din nou pentru lucru.

Echipa unui monitor hidraulic se compune din miner, operator şi ajutorul său şi 4—5 muncitori pentru mutarea monitorului pe noul post, pentru scurgerea conductei, întărirea armăturii deasupra monitorului şi scurtarea jghiaburilor.

Se descriu diferite metode de exploatare hidraulică, se dau detalii de construcţie a jghiaburilor şi schema instalaţiilor.

Meiners H., **Practica şi economicitatea folosirii transportului cu bandă de cauciuc cu ramură inferioară portantă** (Betrieb und Wirtschaftlichkeit von Untergurtörderen), Gluckauf (1956), pag. 1147—1153.

Prima încercare de a folosi transportorul cu bandă de cauciuc cu ramura inferioară portantă în abataj, datează din 1935. In prezent numai în Ruhr sînt în funcţiune cca. 24 installaţii de acest tip cu o capacitate zilnică de transport de 7250 t adică 3,2% din producţia stratelor de mică înclinare.

Articolul prezintă diferite soluţii pentru trecerea benzii la capetele de acţionare şi întindere, pentru diferitele lăţimi de bandă, astfel încît să permită o descărcare normală a cărbunelui adus pe ramura inferioară. Acest mijloc de transport poate fi folosit în abatajele stratelor cu grosimi de 0,3—0,6 m şi acţionează fiind pneumatică sau electrică. Economicitatea acestui gen de transportor a fost studiată pentru o serie de abataje cu grosimi de 0,65—1,74 m, înclinări de 0—18°, lungimi de front de 85—262 m şi avansări de 0,75—1,50 m/zi.

Comparaţia s-a efectuat faţă de un transportor cu raclete cu dublu lanţ de acţionare. Pentru un abataj cu o lungime de 200 m, grosime 0,8 şi producţia zilnică de 200 t rezultă cifrele din tabela de mai jos.

Rezultă că din punct de vedere economic banda de cauciuc cu ramura inferioară portantă este mai economică decît benzile cu raclete cu jghiaburi pitice, economicitatea crescînd în cazul folosirii la straie mai groase, a unor jghiaburi mai mari.

Componenţa preţului de cost	Transportor cu bandă de cauciuc cu ramura inferioară portantă	Transportor cu raclete cu dublu lanţ de tracţiune
1. Cheltuieli de investiţii		
Acţionări cu	56 390	36 875
Jghiaburi	—	25 000
Lanţuri	—	13 600
Bandă de cauciuc	28 852	—
Total D.M.	85 242	75 475
2. Amortizare DM/t	63,15	45,05
3. Cheltuieli de exploatare	29,40	18,85
Total DM/t	92,55	63,90
4. Montare şi demontare		
echipă de 80 oameni	140	—
echipă de 10 oameni	—	175
Total general DM/t	232,55	238,90

* * * **Transportoare cu două benzi purtătoare pe distanţe mari. Legături între puţuri şi staţiile de spălare ale minelor de cărbuni din bazinul Blanzy,** (Transporteurs à deux brins porteurs sur de longues distances. Liaisons puits-avoir des Houillères du Bassin de Blanzy), Rev. Ind. Min., Franţa, Vol. 38/1956, nr. 639, pag. 251—263, 8 tabl.

Legătura între puţul de extracţie şi staţia de spălare a cărbunelui poate fi făcută prin drumuri de fier cu vagonete sau prin transportoare cu bandă.

Deservirea cu vagonete cere locomotive electrice cu putere mare, vagonete multe, personal numeros de deservire şi oferă un transport discontinuu, iar la întoarcere vagonetele vin goale. Deservirea cu transportoare cu două benzi asigură staţiilor de spălare o alimentare continuă cu un debit constant. Acest tip de transportor duce pe banda superioară materia primă brută, şist şi cărbune, iar pe banda inferioară întoarce sterilul-şist obţinut după spălare. Instalaţia este deservită de o serie de silozuri de înmagazinare. Unele silozuri sînt aşezate la puţul de extracţie pentru asigurarea debitului constant, silozuri care sînt completate de distribuitoare de alimentare a benzii superioare. Alte silozuri sînt aşezate la staţia de spălare, avînd distribuitoare pentru alimentarea benzii inferioare cu şist. In cazul special al transportoarelor cu două benzi, de la minele de cărbuni din bazinul Blanzy, cele două puţuri de extracţie sînt aşezate opus unul faţă de celălalt. Vor fi două transportoare, pornind de la cele două puţuri care se vor uni într-un punct într-un singur transportor cu două benzi, una superioară şi alta inferioară. Transportoarele au anumite caracteristici, în funcţie de particularităţile locurilor ce le deservesc. Acest tip de transportor se acomodează la panta de 30% şi trece peste obstacole naturale. Transportorul cu două benzi este acţionat de un tambur cu motor electric cu o putere de 45—70 kW. Transportorul este protejat pe ambele laturi de o acoperitoare de tablă, care împiedică căderea materialului. Această acoperitoare este mai închisă în porţiunile accidentate. Acţionarea electrică este completată de o aparatură electrică, necesară controlului şi deservirii normale a instalaţiei. Un serviciu special controlează periodic perfecta funcţionare a transportorului şi asigură o bună întreţinere.

Avantajele acestui mod de transport sînt: rapiditate, economie de forţă motrică, securitatea, menajarea cărbunelui care este friabil la operaţiile de încărcare-descărcare.

F r o l o v A. G., **Despre folosirea transportului hidraulic sub mare presiune al cărbunelui şi sterilului în mină,** Ugol (1956), pag. 9—13, fig. 5, tabl. 5.

Transportul hidraulic se aplică pe o scară foarte restrînsă. In Ohaio o instalaţie transportă zilnic 7 900 000 t cărbune la 5 km distanţă pe o conductă de 300 mm diametru, iar în Florida 9 000 000 t fosfaţi se transportă anual în acelaşi mod. La minele de nichel Kahumet şi Gekla funcţionează instalaţii hidraulice de extracţie ce ridică 120 t minereu/oră la o înălţime de 70 m.

In Canada se transportă cca. 6 milioane t calcopirită anual la 12 km. In Franţa se transportă de la mina Marlbach la o termocentrală, şlam de cărbune la 5 km.

Toate aceste transporturi se efectuează la presiune joasă, ceea ce limitează distanţa de transport. In acest caz se reduc cheltuielile cu lucrările miniere şi cu investiţiile social-culturale (datorită reducerii efectivului). Costul transportării unei tone de cărbune de la abataj la uzina de spălare prin transport hidraulic sub presiune reprezintă 45% din costul actual al transportului, iar productivitatea muncii este de 3,3 ori mai mare pentru cei ce deservesc transportul.

Introducerea cărbunelui din alimentare în conducta de înaltă presiune se face fie printr-un dispozitiv cu ecluze, fie printr-un dispozitiv cu plunjer sau cu tambur. Este indicat ca în apa care efectuează transportul să se introducă substanţe de mărire a greutăţii specifice pentru ca deplasarea cărbunelui să se facă în stare de plutire. Turbureala are raportul de 1 : 2 faţă de 1 : 5—1 : 7 folosită în cazul transportului hidraulic obişnuit, fapt care permite reducerea vitezei de la 2,5 la 0,5 m/s şi în mod corespunzător şi consumul specific de energie electrică. Introducerea transportului hidraulic sub presiune mare în medii dense permite o economie şi mai mare în cazul în care şi spălarea cărbunelui se efectuează în medii dense. In acest caz devine posibilă o primă separare a sterilului din cărbune, sterilul rămînînd astfel în mină.

Transportul hidraulic la mare distanţă este indicat pentru cărbunele ce trebuie supus spălării.

P l o s c h e F., **Metoda introducerii apei sub presiune în cărbune în frontul de lucru.** (Das Stosstränkverfahren), Bergbau Technik R.D.G. Vol. 6 (1956), nr. 9, pag. 477—480, 3 fig.

Prin aplicarea unei mecanizări crescînde în lucrările din abataj, cantitatea de praf ce se produce este din ce în ce mai mare. Acest praf, pe lîngă pericolul mare ce-l prezintă ca amestec exploziv, provoacă pericolul silicozei din cauza particulelor fine de bioxid de siliciu ce le conţine. Prin aplicarea metodei de îmbibare cu apă sub presiune a straturilor din frontul de lucru, praful devine nevătămător. Mecanismul acestei metode constă în perforarea unor găuri perpendiculare pe frontul de cărbune la distanţe de 2—7 m, în care se introduc ţevi bine etanşate. Prin aceste ţevi se introduce în stratul de cărbune apă cu o presiune pînă la 45 at. La aplicarea acestei metode s-a observat că se reduce mult consumul de exploziv, se combate autoîncălzirea cărbunelui şi focurile subterane etc. Afară de aceste avantaje s-au observat şi unele dezavantaje ca udarea acoperişului şi culcuşului, care pot da naştere la presiuni suplimentare, la alunecarea susţinerii abatajului etc.

Se atrage atenţia că la introducerea metodei trebuie să se ţină seamă îndeosebi de tăria cărbunelui, stratificaţia, clivajul, manifestarea presiunilor în frontul de lucru, micro şi macrofisurarea datorită presiunii etc. Schema de aşezarea găurilor trebuie stabilită pentru fiecare loc în parte. Mai departe se dau cîteva date cu privire la organizarea lucrului, manipularea uneltelor necesare şi măsurile ce trebuie luate ca metoda să fie bine aplicată. Se descriu utilajele ce au fost întrebuinţate în regiunea carboniferă Zwickau Velsintzer. Se fac o serie de recomandări pe baza experienţelor în vederea unei bune reuşite a ei. Metoda este încă în faza de experimentare, avînd nevoie de perfecţionare.

Cantacuzino Mărcuţa Redactor TELEFONUL

Noutăţi Mondiale

NORVEGIA

Aproximativ 930 000 t de minereu de fier concentrat a fost transportat de la minele Sydkaranger spre Reikenes în nordul Norvegiei în primele nouă luni ale anului 1956. Producţia totală a anului se aşteaptă să fie mult peste cele 1 000 000 t prevăzute.

FRANŢA

O bogată rezervă de schelită a fost descoperită pe piscul Costabone în Pirinei în apropiere de Amélies les Bains de către Biroul de cercetări miniere de pe lîngă guvernul francez. S-a comunicat că rezerva este destul de mare ca să acopere aproape în întregime cererile franceze de tungsten.

Peste 1 500 m de foraj de probă au fost efectuate şi munca continuă. Se crede că rezerva se va extinde şi în teritoriul spaniol.

SUEDIA

Rezerve bogate de minereu au fost descoperite la minele Kallmora din Norberg şi o uzină în întregime nouă a fost construită pe proprietate. Cu 10 ani în urmă, aceste mine erau considerate epuizate.

SPANIA

Ministerul de Industrie spaniol a acordat o aprobare speciala Cooperaţiei americane de litium de a avea 40% din participare în exploatarea rezervelor minereului de cupru care aparţin S.A. Titania. Rezervele sînt situate în regiunea Laliu în apropiere de Pontevedra.

AUSTRIA

Producţia de bauxită în prima jumătate a lui 1956 a fost de 8 184 t o scădere de 2,5% faţă de aceeaşi perioadă din anul trecut. Producţia scăzută din acest an s-a datorat dificultăţilor de exploatare din cauza condiţiilor atmosferice din februarie şi martie. Peste jumătate din producţie este îndreptată către operaţiile de producere a fierului şi oţelului şi a producătorilor de ciment şi abraziv.

Restul este trimis în Germania de vest pentru a fi transformat în aluminiu. Producţia de cupru a fost de asemenea scăzută în prima jumătate a acestui an cu 73 000 t faţă de 82 000 t din ianuarie—iunie din 1955. Se spune că descreşterea se datorează lipsei de muncă calificată. Producţia de antimoniu din prima jumătate a anului 1956 a fost de 4 639 t faţă de cele 5.198 t ale anului trecut din aceeaşi perioadă.

PORTUGALIA

Soc. Anonimă Beralt de cositor şi wolfram a cumpărat o proprietate de cositor de 27 mile sup. din regiunea Panesqueira şi va începe prospectarea şi dezvoltarea minei în curînd.

Compania a terminat recent operaţiile de foraj pentru obţinerea de tungsten pe suprafeţele din Angola, dar n-a găsit nimic potrivit pentru dezvoltarea operaţiunii. Pînă la sfîrşitul lunii martie 1956, cca. 1 997 t tungsten concentrat au fost produse de Beralt.

FRANŢA

Producţia de minereu de fier din august 1956 a fost de 4 016 800 t faţă de 4 184 900 t din iulie, cu o medie lunară de 4 183 400 t din anul trecut.

AUSTRIA

Producţia de minereu de fier la Ostereichische Alpine Montangesellschaft din provincia Styria a ajuns la 1 325 190 t în primele 6 luni din 1956, ceea ce este 10,2% mai mult faţă de aceeaşi perioadă din 1955.

SUEDIA

Rezerve bogate de minereu au fost descoperite la mi- Vasterbotton şi Jamtland din Suedia au fost evaluate la cca. 2 000 000 tone.

CHILE

La noua mină din Chile, El Salvador posesiunea „Societăţii de cupru Andes", se aşteaptă ca operaţiile de extragere să înceapă în 1959. Rezervele sînt evaluate la 130 000 000 t de gradul 1—6% minereu.

CONGO

Societatea franceză minieră din Congo va extrage rezervele de plumb de la Hapilo din Africa Equatorială franceză. Minereul va fi transportat cu telefericul la M'Fouati, unde la o distanţă de 5 km se află un concentrator care serveşte deja minei din regiune. Extracţia urmează să înceapă la începutul acestui an.

CHILE

Societatea de cupru Braden, a cerut autorizaţie guvernului chilian să construiască o uzină de acid sulfuric la mina El Taniente, ridicîndu-se la suma de 3 000 000 dolari americani.

Producţia zilnică se va mări de la 50 la 70 t, cînd noua uzină va începe să lucreze.

S.U.A.

Societatea minieră Nipissing, o întreprindere canadiană ce are o lungă activitate în S.U.A. aşteaptă să înceapă lucrul în prima jumătate a anului 1957, pe proprietatea „Knob, a minereului de cupru", din Carolina de Nord. Cota de producţie a minei, este planificată la 750 t pe zi, dar de cîteva luni a crescut.

PERU

Exploatarea considerabilă a resurselor minerale este executată aproape în întregime de concernele Statelor Unite, cea mai importantă fiind deschiderea rezervelor de cupru la Toquepala din Peru de Sud şi cea a minereului de fier din sud. Este o mare cerere de aparataj minier dar cele mai importante societăţi miniere fiind subsidiare firmelor Statelor Unite trebuie să-şi satisfacă cererile cumpărînd tot din Statele Unite

LEXICONUL TEHNIC ROMIN Vol. I

— ELABORARE NOUĂ —

EDITURA TEHNICĂ

548 PAGINI LEI 115

Față de dezvoltarea în țara noastră a numeroase ramuri de producție noi, de amplificarea și adîncirea celor vechi, de îndreptarea cîmpului interesului tehnic spre noi sectoare ale economiei naționale, Asociația Științifică a Inginerilor și Tehnicienilor din Republica Populară Romînă (A.S.I.T.), a scos de sub tipar vol. I al unei noi elaborări a LEXICONULUI TEHNIC ROMIN.

Mult mai amplă ca prima elaborare adîncindu-se informația tehnică a materialului documentar din diferitele domenii ale tehnicei și subordonînd explicarea sensului termenilor de specialitate legăturilor generale dintre aceștia în cadrul disciplinei respective, această elaborare a LEXICONULUI TEHNIC ROMIN este de fapt o lucrare cu totul nouă, care face numai relativ mici împrumuturi din materialul primei ediții a Lexiconului.

Lucrarea are deci, prin amploarea și documentația ei, caracterul unei adevărate enciclopedii tehnice, în care s-a considerat mai potrivit să se păstreze organizarea după cuvinte directoare alfabetizate.

Volumul I conține circa 4 260 termeni directori (evidențiați cu caractere grase sau semigrase), circa 620 termeni explicații în text și 816 figuri.

„REVISTA MINELOR" organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. al Ministerului Minelor și al Ministerului Industriei Petrolului și Chimiei (Direcția Exploatărilor Miniere) Redacția: București, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon: 3.07.30 și 3.57.28 — Administrația și Casieria: Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor și subfilialelor A.S.I.T. din întreaga țară precum și prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinete tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071012 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin, București. — Tarif pentru întreprinderi: lei 96 anual: — Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: lei 30 anual; — Prețul unui exemplar: lei 5.

I. P. 2, c. 811

Lei 5 exemplarul

E 1433

KAT

Revista MINELOR

Institut. de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
TAUSCH - CMLHA

5

1957

ASIT

Mai
1957
Anul VIII
Nr. 5

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R. P. R., AL MINISTERULUI MINELOR ȘI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI PETROLULUI ȘI CHIMIEI (DIRECȚIA EXPLOATĂRILOR MINIERE)

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 3.57.28 și 3.07.30

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA**, ing. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PĂCURARU**, prof. ing. **V. POBORAN**, prof. dr. ing. habil **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI.**

SUMAR

* * * :**Salut celui de al II-lea Congres ASIT** (pag. 207).

* * * : **1 Mai** (pag. 208).

I. D. MATEESCU: **Petrografia cărbunilor și importanța ei tehnico-economică** (pag. 209—223).

R. CRESIN: **Contribuții în problema măsurării gradului de uniformitate a producției zilnice în întreprinderile miniere** (pag. 224—230).

V. VASILOV: **Incercări de folosire a hidrocicloanelor în instalațiile de preparare a minereurilor din R.P.R.** (pag. 231—237).

GH. GILĂ: **Mecanizarea procesului de producție în minele principalelor bazine carbonifere ale U.R.S.S.** (pag. 237—241).

COMUNICĂRILE INSTITUTULUI DE CERCETĂRI MINIERE ICEMIN

O. DASCĂLU: **Cercetări asupra proprietăților de umflare a rocilor argiloase și marnoase din minele de lignit** (pag. 242—250).

RECENZII

* * *: **Problemele de actualitate ale mecanizării abatajului care permit mărirea productivității muncii în mine. Landsdown R. F.** (pag. 250—251).

DOCUMENTARE

REVISTA MINELOR

ANUL VIII — Nr. 5 — MAI 1957

Országos Műszaki Könyvtár BUDAPEST

СОДЕРЖАНИЕ

МАТЕЕСКУ И. Д.: **Петрография углей и ее технико—экономическое значение.** В статье дается описание петрографических компонентов угля (витрит, кларит, дурит и фузит), учитывая их макроскопическую, микроскопическую и химическую характеристику, причем предварительно указаны петрографические элементы, входящие в состав каждого из них. Описываются также минеральные компоненты угля.

В практической части указывается значение петрографических исследований для изучения угольных залежей и обогащения угля: подготовка, брикетирование, коксификация, а также приводятся данные в связи с рудничными пожарами. **(стр. 209—223).**

КРЕСИН Р.: **К вопросу измерения степени равномерности суточной продукции на горных предприятий.** автор предлагает применение показателя рассчитанного как средняя разниц между относительным колебанием суточной продукции, в течение двух последующих суток. Разницы принимаются в абсолютных величинах.

Если рост продукции является совершенно равномерным, соответствующие разницы сводятся к нулю.

Автор приводит пример расчета предложенного показателя на основе производственных данных и сравнивает полученный результат с показателями рассчитанными по другим методам, выявляя преимущества предлагаемого показателя **(стр. 224—230)**

ВАСИЛОВ В.: **Опыт применения гидроциклонов на румынских обогатительных установках.** В вступительной части статьи рассматриваются возможности использования гидроциклонов в технике обогащения руды. Приводятся конструктивные данные, принципы работы, а также ряд функциональных соотношений и указаний относительно области применения.

Описываются опыты проведенные в районе Бая Маре по использованию гидроциклонов на разных установках и при различных видах руды Приводится конструктивная характеристика используемых аппаратов, условия работы и достигнутые результаты.

В заключение приводятся соображения в связи с применением гидроциклонов для обогащения руды и рассматривается ряд вопросов, подлежащих разрешению для перехода к их индустриальному применению в Румынии. **(стр. 231—237).**

ДАСКАЛ О.: **Исследование вспучивания глинстых и мергелевых пород в лигнитных шахтах.** Описываются характерные проявления вспучивания глинисто-мергелевых пород в некоторых румынских шахтах. Проводится анализ причин, вызывающих вспучнвание этих пород в специфичных условиях данных месторождений. В целях исследования причин и для борьбы с вспучиванием приводятся результаты предпринятых до настоящего времени исследований физико—механических свойств вмещающих пород изученных месторождений.

Работа являстся предварительным этапом исследований предпринятых Институтом ИЧЕМИН в 1956 г. **(стр. 242—250).**

SUMMARY

MATEESCU I. D.: **Coal petrography and its technical economical importance.** The article points out the characteristics of the petrographical contents of the coal (vitrite, clarain, durain, and fuzain) taking account of their macroscopical, microscopical, chemical characteristics, as the petrographical elements that form them, were previous shown. The mineral contents are described as well. As regard the practical part it is shown the importance of petrographical surveys for the coal deposits and for the coal ennobling: dressing, briquetting, coking, as well as the pit fires. **(Pag. 209—223).**

CRESIN R.: **Contributions to the problem of measurement of the degree of uniformity of daily production in mining enterprises.** In order to replace the deficiency of measurement of uniformity, which determinss that the capacity of production not to be integrally used, the author proposes the use of indicator calculated as a medium of differences between the relative varation of daily production from two days consecutively.

The author gives examples for the above mentionned indicator using data from the production, comparing the result got with indicators calculated according to other methods, pointing out the superiority of the indicator R. **(Pag. 224—230).**

VASILOV V.: **Tests of using the hydrocyclones in the enterprises of the ore dressing in Rumanian People's Republic.** The article consists of an introduction on the possibilities of using the hydrocyclones in the ore dressing technique.

It contains some useful operating information as well as indications relative to their applicability.

Further on the article displays the tests undertaken in Baia Mare region, using the hydrocyclones at different equipments and ores, together with up to date machines such as machine for slime washing classifier, thickener.

It contains the useful data of the above machines, the working conditions and the results got as well.

The last part contains the estimations on the hydrocyclones utility for the ore dressing and the problems connected with and their resolving aiming at their industrial utility in Rumanian People's Republic. **(Page 231—237).**

DASCALU O.: **Surveys on the swelling properties of the clay and marl rocks from lignite collieries.** The article deals with the characteristics manifestation of the clay and marl rocks from some Rumanian mines. An analysis is done pointing the swelling causes of these rocks in the specific conditions to these deposits. In order to undertake the study of the swelling causes and to get away with them, the today results undertaken on the physical-mechanical characteristics of the surrounding rocks of these deposits are given.

The article contains the previous state of the study undertaken in 1956 by ICEMIN. **(Pag. 242—250).**

SOMMAIRE

MATEESCU I. D.: **La pétrographie du charbon et son importance technique et économique.** On décrit d'abord les composans pétrographiques du charbon (la vitrite, le clarain, le durain et le fusain) en tenant compte de leurs caractéristiques mascroscopiques, microscopiques et chimiques; les composants minéraux sont également décrits. Dans la deuxième partie de l'article on souligne l'importance des recherches pétrographiques pour l'étude des gisement charbonniers, pour l'ennoblissement du charbon (préparation, briquetage, cokéfaction) ainsi que pour les problèmes soulevés par les incendies souterrains. (Pages. 209—223).

CRESIN R.: **Contribution au problème de mesurage du degré d'uniformité de la production journalière dans les charbonnages.** Pour suppléer au manque de mesurage d'uniformité de la production, ce qui mène à une utilisation incomplète de la capacité de celle-ci, l'auteur propose d'utiliser un indicateur qui représente la moyenne des différences entre plusieurs variations, relatives de la production journalière considerées chaque fois pour deux jours consécutifs.

Des exemples de calcul pour l'indicateur proposé avec les données réelles de production sont comparés par l'auteur avec des indicateurs calculés d'après d'autres méthodes pour en faire ressortir la supériorité de l'indicateur „R" (Pages 224—230).

VASILOV V.: **L'introduction expérimentale des hydrocyclones dans les installations de préparation des minérais de la R.P.R.** Dans la première partie de l'article l'auteur étudie les possibilités de l'utilisation des hydrocyclones dans le processus de préparation des minérais et présente certaines donnés de construction et principes de fonctionnement et des indications sur les domaines de spécialisation. Dans la deuxième partie sont exposés les travaux effectués dans la région de Baia Mare en utilisant des hydrocyclones dans différentes installations et avec des minérais différents, ensemble avec des appareils de deschlammage, de classement et d'épaississement. Les données constructives des appareils utilisés, leurs conditions de travail ainsi que les résulats obtenus sont également présentés. Dans la dernière partie de l'article, l'auteur souligne l'importance qu'on doit attribuer à l'utilisation des hydrocyclones dans la préparation des minérais et les problèmes qui en sont soulevés et qui doivent être résolus afin de pouvoir passer à l'utilisation de telles installations sur une grande échelle dans la R.P.R. (Pages 231—237).

DASCĂLU O.: **Recherches sur la propriété de gonflement des roches argileuses et marneuse dans les mines de lignite.** On fait d'abord une description des manifestations caractéristiques du gonflement des roches argileuses — marneuses dans quelques mines de la R.P.R. On analyse les causes du gonflement de telles roches dans les conditions spécifiques de ces gisements. Ayant pour but l'étude des causese et des possibilités de combat du gonflement, l'auteur présente les résultats des recherches effectuées jusqu'à présent sur les caractéristiques physico — méchaniques des roches environnantes des gisements étudiés. L'ouvrage représente la phase préliminaire de l'étude effectuée par l'ICEMIN en 1956. (Pages 242—250).

INHALT

MATEESCU I. D.: **Die Petrographie der Kohle und ihre technisch-wirtschaftliche Bedeutung.** Man beschreibt die petrographischen Bestandteile der Kohle (die Glanz-, Halbglanz-, Matt- und Faserkohle) angesichts ihrer makroskopischen, mikroskopischen und chemischen Eigenschaften sowie die petrographische Zusammensetzung dieser Kohlenbestandteile selbst. Das Gleiche wird für die in der Kohle enthaltenen Mineralien getan. In dem zweiten Teil des Aufsatzes unterstreicht man, an Hand praktischer Beispiele, die grosse Bedeutung der petrographischen Bestimmung der Kohle im Falle von Lagerstättenuntersuchungen, bei Kohlenveredlungsprozessen (Aufbereitung, Brikettierung, Vorkokung) sowie angesichts der Grubenbrände. **(Seite 209—223).**

CRESIN R.: **Beitrag zur Frage der Bemessung von dem Gleichförmigkeitsgrade der täglichen Förderung von Bergbaubetrieben.** Um das eine unvollständige Ausnutzung der Produktionsleistung bewirkende Fehlen von Gleichförmigkeitsmessungen zu ersetzen, schlägt der Verfasser die Anwendung eines als durchschnittliche Differenz der relativen Förderungsschwankung zweier aufeinanderfolgenden Tage berechneten „Indikators" vor.

Der Verfasser gibt einige aus der Praxis entzogene Rechenbeispiele des vorgeschlagenen Indikators und vergleicht die erzielten Ergebnisse mit den mit anderen Methoden berechneten Indikatoren, was die Überlegenheit des ersten hervortreten lässt. **(Seite 224—230).**

VASILOV V.: **Betriebsversuche mit Einsatz von Hydrozyklonen in einigen Erzaufbereitungsanlagen aus der R.V.R.:** In dem Einführungsteil des Aufsatzes werden die Möglichkeiten der Einsetzung von Hydrozyklonen in die Aufbereitungstechnik der Erze erörtert und gewisse konstruktive Angaben, Betriebsanweisungen und Bedingungen sowie Hinweise auf Fachgebieten angegeben. Weiter werden vom Verfasser die in Baia Mare bei Einsetzung von Hydrozyklonen in mehreren mit Entschlämmungs—Klassierungs- und Verdickungsgeräten ausgerüsteten Anlagen und mit verschiedenen Erzsorten durchgeführten Versuche dargestellt und die konstruktiven Angaben der benutzten Apparatur, die Abeitsbedingungen sowie die dabei erzielten Ergebnisse wiedergegeben. Zum Schluss werden die Einsetzung von Hydrozyklonen in die Aufbereitungstechnik der Erze einer Schätzung unterworfen und die Probleme erörtert von derer Auflösung die Einführung dieser Geräte auf breitem Masstabe in die Aufbereitungsanlagen der R.V.R. abhängt. **(Seite 231—237).**

DASCĂLU O.: **Über die Anschwellung von tonigem und mergeligem Gebirge in den Lignitgruben.** Es werden zuerst die der Quellung von tonigem und mergeligem Gebirge kennzeichnenden Erscheinungen in einigen Kohlengruben der R.V.V. beschrieben. Man untersucht die Ursachen dieser Gebirgsquellungen bei den betreffenden Lagerungsverhältnissen. Um ein Studium über die Ursachen und Bekämpfung der Gebirgsanschwellungen zu erleichtern sind die bisherigen Ergebnisse von den über die physikalisch — mechanischen Eigenschaften des Nebengebirgs in diesen Kohlengruben durchgeführten Untersuchungen wiedergegeben. Diese Arbeit ist eine vorgängige Phase der von ICEMIN im Jahre 1956 duchgeführte Untersuchung. **(Seite 242—250).**

Salut celui de-al II-lea Congres A.S.I.T.

Convocarea celui de-al II-lea Congres al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor este salutată cu căldură de cadrele tehnice din întreaga țară.

Necesitatea creșterii productivității muncii în toate domeniile de activitate, în scopul ridicării nivelului de trai al populației cere perfecționarea neîntreruptă a tehnicii producției. Introducerea tehnicii noi pe drept cuvînt a devenit o problemă națională, o problemă a întregului popor.

A.S.I.T., care militează pentru progresul tehnicii și perfecționarea producției, orientîndu-și activitatea spre problemele ridicate de Hotărîrile Plenarei C.C. al P.M.R. din 27—29 decembrie 1956, caută să aducă o contribuție cît mai valoroasă la rezolvarea lor.

Oamenii de știință, inginerii și tehnicienii, au realizat în anii regimului de democrație populară, importante succese în toate domeniile de activitate tehnico-științifică, pentru care și-au cîștigat stima și respectul poporului muncitor.

A.S.I.T., unica organizație științifică care cuprinde în rîndurile sale cadrele tehnice din țara noastră, este continuatoarea tradițiilor progresiste ale societăților tehnico-inginerești din trecut, cum au fost Societatea Politehnică, Societatea Progresul Silvic, A.G.I.R.-ul.

Primul Congres al Asociației, care a avut loc în anul 1951, a stabilit sarcinile principale ale A.S.I.T. în promovarea permanentă a progresului tehnic, fixînd și formele de organizare care au fost folosite în anii care au trecut. Primul Congres A.S.I.T. a creat o puternică bază, care a permis dezvoltarea activității sociale a inginerilor în problemele tehnico-inginerești.

Cel de-al II-lea Congres al Asociației va dezbate probleme deosebit de actuale, legate de industria și agricultura țării noastre. La lucrările Congresului vor participa, ca delegați, cei mai străluciți reprezentanți ai tehnicii și științei românești, care vor aduce o valoroasă contribuție la lămurirea și orientarea unor importante probleme ale industriei și agriculturii.

Ordinea de zi a Congresului cuprinde următoarele probleme:

— Introducerea și extinderea tehnicii noi în industria socialistă a R.P.R.

— Organizarea științifică a producției în întreprinderile industriale din R.P.R.

— Introducerea tehnicii noi și organizarea științifică a producției agricole.

— Pregătirea și folosirea cadrelor inginerești în R.P.R.

Discuțiile și hotărîrile care se vor lua pot influența într-o importantă măsură activitatea viitoare în toate sectoarele de activitate.

Congresul va trebui să analizeze toate greutățile care mai împiedică avîntul progresului tehnic în R.P.R. și să arate căile de urmat pentru generalizarea largă a metodelor înaintate, la aplicarea în practică a rezultatelor cercetărilor. Congresul va trebui să cristalizeze și să fixeze rolul A.S.I.T. în cunoașterea largă a realizărilor obținute în R.P.R. și în străinătate, să înlesnească schimbul de opinii.

O problemă deosebit de importantă va fi aceea a indicării rolului A.S.I.T. și a căilor de organizare în vederea ridicării nivelului cunoștințelor tehnico-științifice.

Congresul va trebui să îndrumeze activitatea Asociației pe baza Hotărîrilor Congresului al II-lea al P.M.R. și ale Plenarei C.C. al P.M.R. din decembrie 1956, astfel ca A.S.I.T. să aducă o contribuție eficace la ridicarea nivelului de trai al poporului muncitor.

1 Mai

Întreaga omenire muncitoare, de la un capăt la altul al lumii, sărbătoreşte în fiecare an ziua de 1 Mai — Ziua solidarităţii internaţionale a clasei muncitoare. Această sărbătoare constituie o impresionantă demonstraţie a internaţionalismului proletar, care însufleţeşte astăzi lupta şi munca a sute de milioane de oameni. Aniversarea zilei de 1 Mai s-a desfăşurat sub semnul succeselor obţinute de mişcarea muncitorească internaţională şi de masele populare de pretutindeni, călăuzite de ideile invincibile ale leninismului.

Construirea comunismului în U.R.S.S., a socialismului în R. P. Chineză şi în celelalte ţări de democraţie populară, între care şi ţara noastră, constituie alături de lupta clasei muncitoare din ţările capitaliste şi de mişcarea de eliberare şi independenţă naţională, un puternic factor de progres care influenţează într-o însemnată măsură mersul evenimentelor internaţionale.

Ziua de 1 Mai ca zi de luptă a proletariatului internaţional îşi are originea în trecut, cînd capitalismul era unicul sistem atotputernic în lume, cînd socialismul reprezenta doar un ideal al celor exploataţi şi umiliţi.

Istoria zilei de 1 Mai s-a născut la 1 Mai 1886 la Chicago, cînd muncitorii americani au declanşat o grevă generală şi o puternică demonstraţie pentru îmbunătăţirea condiţiilor de muncă şi reducerea zilei de lucru la 8 ore. Capitaliştii americani au trecut la represiuni sîngeroase, instaurînd o puternică teroare pentru înfricoşarea proletariatului american. Acest eveniment a ridicat un val de solidaritate a muncitorilor din toate ţările în lupta împotriva exploatării capitaliste.

Primul Congres al Internaţionalei a II-a, care a avut loc în 1889 sub conducerea lui Fr. Engels, adoptă o rezoluţie prin care se fixează ca muncitorii din toate ţările să sărbătorească ziua de 1 Mai ca zi de luptă revoluţionară şi de manifestare a solidarităţii internaţionale a clasei muncitoare.

În ţara noastră primul 1 Mai s-a sărbătorit în anul 1898, cînd pe străzile Bucureştiului au demonstrat 5 000 de muncitori. De atunci în fiecare an, cu toată teroarea regimurilor burghezo-moşiereşti, muncitorii au organizat, mai ales în oraşele industriale, greve, demonstraţii, întruniri, exprimîndu-şi hotărîrea de luptă pentru o viaţă mai bună.

De la prima sărbătorire a zilei de 1 Mai mişcarea muncitorească a făcut uriaşe progrese. Socialismul a înflorit pe o mare parte a globului, eliberînd pentru totdeauna sute de milioane de oameni ai muncii de sub jugul capitalist. Capitalismul nu mai este singurul sistem economic mondial. A apărut un nou sistem economic socialist, sistemul socialist mondial, care reprezintă — după Marea Revoluţie Socialistă din Octombrie — cea mai importantă cucerire a clasei muncitoare a popoarelor din întreaga lume.

Succesele ţărilor socialiste în frunte cu U.R.S.S. şi R. P. Chineză au sporit considerabil avîntul mişcării socialiste internaţionale, influenţînd întregul mers al vieţii internaţionale. Existenţa sistemului socialist mondial constituie un puternic sprijin moral pentru toate forţele care luptă pentru socialism, pace şi progres.

Unitatea şi solidaritatea ţărilor lagărului socialist, care îşi are rădăcinile în caracterul comun al orînduirii sociale a acestor ţări şi în comunitatea lor de interese, constituie o barieră invincibilă împotriva uneltirilor imperialiste, care urmăresc prin manevre agresive să submineze existenţa regimurilor socialiste.

Activitatea creatoare a oamenilor muncii din ţările de democraţie populară se bucură de ajutorul multilateral primit din partea Uniunii Sovietice şi în primul rînd de experienţa istorică a construcţiei socialiste şi de ajutorul internaţionalist pe care puternicul stat socialist îl acordă pentru dezvoltarea economiei şi culturii în ţările de democraţie populară.

Realizările de mare însemnătate ale U.R.S.S. pe drumul construirii comunismului şi ale celorlalte state de democraţie populară demonstrează în mod elocvent superioritatea incontestabilă a economiei socialiste.

Poporul nostru a întîmpinat în anul acesta ziua de 1 Mai în condiţiile întăririi regimului democrat-popular.

Puterea economică a republicii noastre populare a sporit în mod considerabil. Aplicînd creator învăţătura marxist-leninistă la condiţiile curente ale ţării noastre, poporul nostru obţine importante succese.

Prin munca plină de avînt a oamenilor muncii sub conducerea Partidului, într-un timp scurt în ţara noastră a fost construită o industrie socialistă în plină dezvoltare. Faţă de anul 1938 producţia industriei noastre a crescut aproape de 3 ori. Au luat fiinţă noi ramuri industriale şi mai ales industria construcţiilor de maşini. Industria noastră produce astăzi tractoare, camioane, utilaj petrolifer şi alte maşini şi produse care în trecut erau importate din străinătate.

Statul nostru democrat popular desfăşoară o intensă activitate de conducere a economiei, culturii şi ştiinţei. Măsurile luate pentru o mai bună organizare şi pentru simplificarea aparatului de stat au drept scop întărirea continuă a statului.

Poporul nostru sprijină din toată inima politica externă a R.P.R., la temelia căreia se află principiul leninist al coexistenţei paşnice şi care militează pentru rezolvarea tuturor problemelor litigioase care periclitează pacea lumii.

Cu prilejul zilei de 1 Mai, poporul nostru şi-a manifestat încrederea în victoria forţelor păcii şi a progresului din întreaga lume, exprimîndu-şi simpatia şi solidaritatea cu toate forţele care luptă pentru pace, democraţie şi socialism.

Petrografia cărbunilor și importanța ei tehnico-economică*)

Dr. ing. **I. D. Mateescu**
Comitetul Geologic al R.P.R.

In ultimii ani studiul alcătuirii petrografice a cărbunilor prezintă un interes științific și o însemnătate practică din ce în ce mai mare. Este evident că rezolvarea unei serii de probleme de valoare atît științifică, cît și practică, privitoare la cărbuni, este greu de conceput fără studierea lor amănunțită.

Cărbunele nu reprezintă o substanță organică omogenă, care să poată fi definită prin cîteva date. Alcătuirea unui strat de cărbune arată în mod clar benzi sau bancuri de culoare, luciu și structură diferite. Aceste benzi componente ale stratului de cărbune, ce se pot recunoaște chiar macroscopic, se deosebesc între ele prin proprietățile lor chimice, fizice și tehnologice.

Luciul și culoarea diferită a benzilor de cărbune au determinat pe cercetători să distingă încă de multă vreme, după aspectul lor: cărbunele lucios, cărbunele mat și cărbunele cu aspect de mangal (fuzitul). Pînă la începutul secolului al XX-lea această împărțire a cărbunilor, alături de simple cercetări chimice, alcătuia singura bază de clasificare a lor.

O dată cu începutul secolului al XX-lea a prins rădăcini puternice ideea că valoarea unui cărbune nu trebuie căutată numai în posibilitatea lui de a servi drept combustibil, ci în importanța lui ca materie primă. De aceea, în ultimii zeci de ani, cărbunele a fost cercetat amănunțit pe cale chimică, fizică și petrografică. S-a putut stabili astfel că diferitele strate de cărbuni se deosebesc esențial între ele în comportarea lor tehnologică prin gradul lor diferit de incarbonizare. Mai departe, s-a putut vedea că stratele de cărbuni sînt alcătuite din diferiți componenți cu proprietăți tehnologice diferite. La rîndul lor componenții petrografici sînt formați din diferite elemente petrografice cimentate între ele.

In concluzie, rezultă că la un cărbune putem deosebi:

1. Componenții petrografici ai cărbunelui, alcătuiți dintr-unul sau mai multe elemente petrografice.

2. Elementele petrografice.

Elementele petrografice ar putea fi comparate cu mineralele rocilor, iar componenții petrografici ar putea fi comparați cu rocile, alcătuite dintr-unul sau mai multe minerale.

Componenții petrografici ai cărbunelui sînt: vitritul, claritul, duritul și fuzitul. Acești componenți au fost semnalați de M. Stopes, încă din anul 1919. O descriere amănunțită a lor presupune cunoașterea elementelor petrografice din care sînt alcătuiți.

De aceea, pentru o înțelegere mai ușoară vom face întîi descrierea elementelor petrografice ale cărbunilor și apoi vom descrie componenții cărbunilor, care rezultă — cum am arătat — prin cimentarea între ele a elementelor petrografice.

Elementele petrografice ale cărbunilor

Elementele petrografice reprezintă resturi de plante care s-au păstrat în cărbuni cu aspectul de structură vegetală sau ca substanță fără structură.

Elemente petrografice cu structură

Din prima categorie fac parte, în primul rînd, acele detalii de plante, care, datorită conținutului în substanțe rășinoase, ceroase, chitinoase, și-au putut păstra forma rezistînd procesului de incarbonizare. Pentru motivele arătate ele sînt cunoscute și sub numele de „corpuri figurate". Printre acestea enumerăm: sporii (macro- și microsporii) polenul, cuticulele, corpurile rășinoase, scleroții etc.

Sporii sînt organele de înmulțire ale ferigilor. După rolul și dimensiunea lor ei pot fi divizați în spori masculi și spori femeli. Primii sînt mici și poartă numele de microspori (diametrul $<$ 0,1 mm) (fig. 1). Cei femeli sînt numiți macrospori (diametrul $>$ 0,1 mm). In

*) Text prescurtat al conferinței ținută la Filiala A.S.I.T. București, la 16 iunie 1956.

Fig. 1. Microspori. Anina. × 165

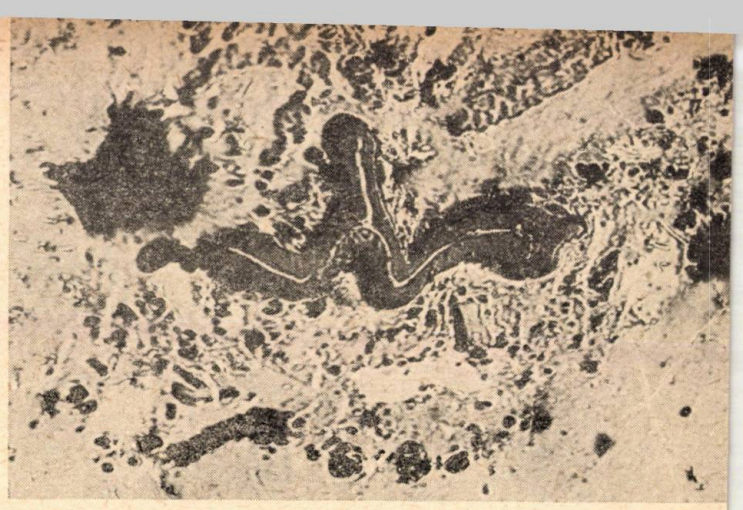


Fig. 2. Macrospori. Anina. × 165

mod general, sporii sînt găzduiţi cîte patru într-un sporage prins de frunza ferigii, alcătuind astfel o tetradă. Prin faptul că sporii sînt oarecum comprimaţi între ei, se imprimă pe fiecare suprafeţele de presare ale celorlalţi trei. În acest fel orice spor va purta un semn caracteristic, format din trei linii ce se întîlnesc într-un punct *Y*. După acest semn, sporii pot fi recunoscuţi cu uşurinţă în studiul microscopic.

În cărbune forma iniţială de sferă a sporului este deformată, astfel că sporul poate fi complet turtit (fig. 2). În acest fel, spaţiul gol de odinioară este redus la o simplă linie mediană. Se întîlnesc deseori şi cazuri cînd sporul nu este complet turtit (fig. 3).

Pătura exterioară a sporului poartă numele de exină şi aceasta se păstrează în cărbune. La rîndul ei, exina poate fi complet netedă sau poate prezenta o mulţime de excrescenţe, comparabile unor aripi, care servesc sporului pentru a fi uşor purtat de vînt. De asemenea, se întîlnesc cazuri cînd partea exterioară a sporului are o structură fină, granuloasă.

Prin numărul lor mare şi prin aceea că după comprimare sporii devin paraleli cu suprafaţa de stratificaţie, duritul şi claritul — componenţi care după cum vom vedea conţin spori — prezintă întotdeauna stratificaţie. În suprafeţe lustruite sporii au culoarea gris, iar în lame subţiri ies în evidenţă printr-o culoare galbenă-aurie.

Polenul. Funcţiunea pe care sporii o îndeplinesc în cazul Pteridofitelor (plante cu spori), o îndeplineşte polenul la Gymnosperme şi Angiosperme. În timp ce Pteridofitele sînt caracteristice în special pentru Paleozoic, celelalte caracterizează Mezozoicul şi Terţiarul. Polenul se păstrează datorită conţinutului său în substanţe grase. Polenul de Pinus silvestris a dat spre exemplu un conţinut de 10,63% ulei şi 4% ceară. Granulele de polen sînt rotunde. În general, apar asociate mai multe laolaltă şi nu sînt comprimate complet. Semnul în formă de *Y* caracteristic sporilor, nu apare la polen (fig. 4). În lame subţiri, culoarea polenului este un galben ca lămîia. În ultimul timp s-a lucrat mult la determinarea polenului în turbă.

Cuticulele se păstrează bine în cărbune, fiind alcătuite din cutină, o substanţă rezistentă şi care se menţine uşor în stare fosilă. Ele reprezintă pătura exterioară a epidermei frunzelor, ramurilor verzi sau a fructelor şi au rolul de a proteja planta de o evaporare prea mare de apă. Pătura cuticulară este întreruptă numai prin orificiile ce servesc pentru respiraţie. Cele mai multe din ele se află în partea de jos a frunzei. Prezenţa lor indică deci o anumită parte a frunzei. De obicei, cuticula este mai groasă în partea superioară a frunzei şi mai subţire în cea inferioară.

În suprafeţe lustruite, cuticulele apar ca nişte benzi alungite, cu pereţi subţiri sau groşi, la care marginea inferioară este dinţată. De cele mai multe ori conturul lor este închis (fig. 5, 6). Prezenţa dinţilor pe partea interioară

Fig. 3. Macrospori. Anina. × 130

Fig. 4. Granule de polen. × 130

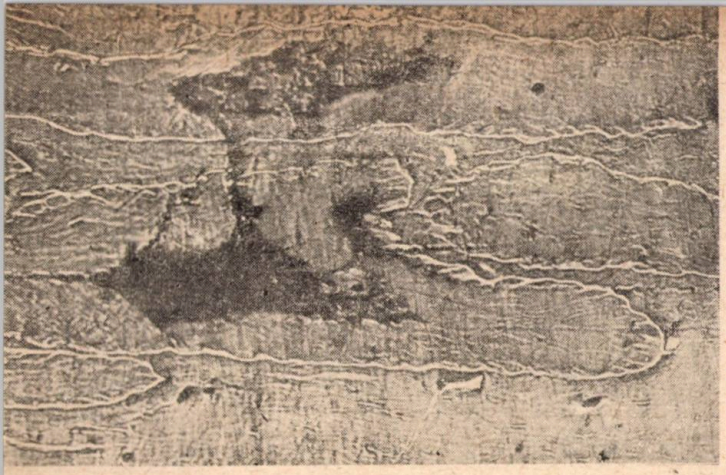


Fig. 5. Cuticule cu rășini. Anina. × 130

Fig. 6. Secțiune transversală printr-un ac de conifere cu rășină. Anina. × 130

a cuticulelor se explică prin forma celulelor epidermei. Cuticula se îngroașă puțin în locurile de contact cu celulele vecine ale țesutului interior. După dispariția celulelor interioare, învelișul cuticulei se păstrează cu marginea interioară dințată și cea exterioară netedă sau puțin ondulată. De cele mai multe ori țesutul interior al frunzei nu se mai recunoaște fiind transformat în vitrit. O caracteristică a cuticulelor, care servește la deosebirea lor față de macrospori, este aceea că la capete cuticulele sînt ascuțite, în timp ce macrosporii au capete rotunjite. In suprafețe lustruite cuticulele au relief slab și ies în evidență mai mult prin culoarea lor gris închis. In lame subțiri, culoarea cuticulelor este galbenă pînă la portocaliu.

In literatura petrografică sporii și cuticulele sînt cuprinse sub denumirea de „exinit".

Corpurile rășinoase sînt cunoscute sub numele de „rezinit". Proveniența lor este legată de păstrarea traheidelor cu rășină, umplute cu materii rășinoase, deosebit de dezvoltate în tulpinile coniferelor. In planta vie, corpurile rășinoase se manifestă prin secreții deosebite, care servesc pentru protejarea plantei împotriva rănilor, putrezirii și uscării. In timpul fosilizării, rășinile suferă multe transformări. Ele au drept urmare o scădere a proprietății de dizolvare, pînă la completa dispariție a acestei calități și o ridicare a temperaturii de topire. Rășinile și cerurile reprezintă substanțele cele mai rezistente la fosilizare. O dată fosilizate ele sînt în situația de a nu se putea transforma mai mult din punct de vedere chimic. In examenul microscopic ele afectează formele cele mai variate, granule rotunde (fig. 7), bastonașe, benzi alungite (fig. 8) etc.

In secțiuni subțiri, corpurile rășinoase apar galbene ca lămîia sau galbene portocalii, de formă ovală sau poligonală, fără vreo structură. In suprafețe lustruite ele apar cenușii și au nuanțe mult mai închise decît masa de bază.

Scleroții reprezintă formele sub care s-au păstrat în cărbuni sporii de ciupercă și uneori chiar anumite ciuperci distrugătoare de lemn. Ei rezistă în cărbune datorită conținutului în substanțe chitinoase. In general, forma sub care apar aceste resturi de ciuperci este rotundă și structura lor celulară este foarte asemănătoare aceleia a fuzitului (fig. 9). Unii scleroți sînt monocelulari, alții pluricelulari și se prezintă izolați sau sub formă de colonii. In suprafețe lustruite se remarcă relieful lor pronunțat. In lame subțiri, rămîn opaci (negri).

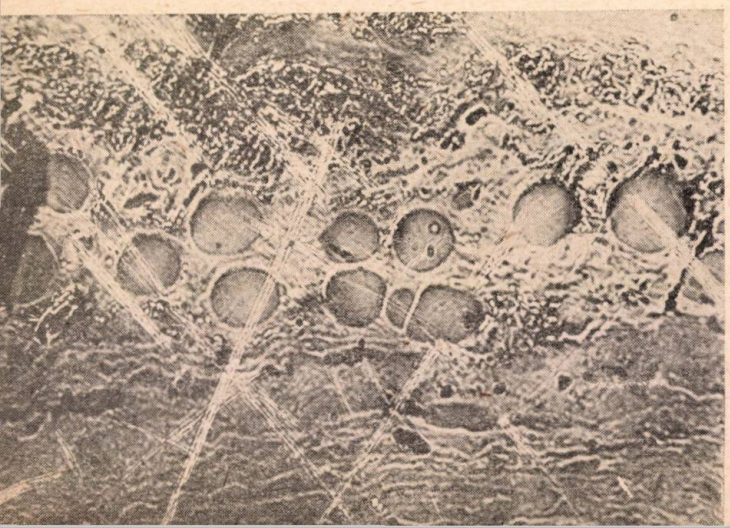
In literatura petrografică scleroții sînt cunoscuți sub denumirea de „sclerotinit". In unele cazuri sclerotinitul intră în alcătuirea masei de bază a duritului.

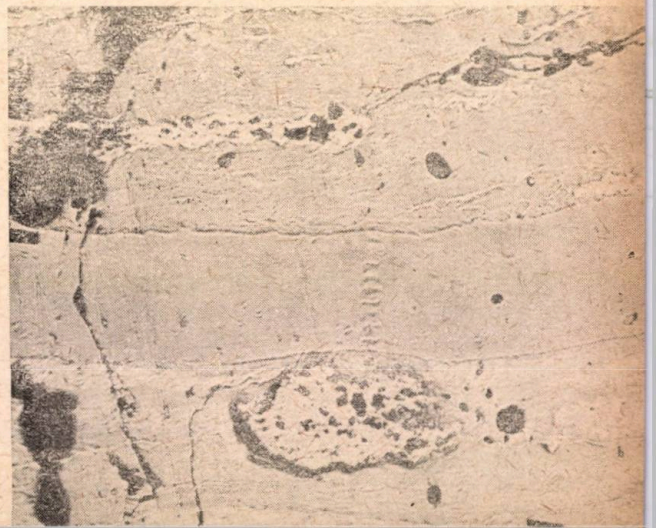
Tot în categoria elementelor structurale trebuie cuprinse țesuturile vegetale, care datorită transformărilor suferite și-au păstrat structura lor celulară. Printre acestea menționăm țesuturile fuzitizate cunoscute sub numele de fuzinit (fig. 10) și semifuzinit (fig. 11).

Din punct de vedere microscopic aceste două elemente sînt foarte asemănătoare. Ele lasă să

Fig. 7. Granule de rășină rotunde. Anina. ×130

Fig. 8. Rășină de forma unei benzi. Anina. × 130





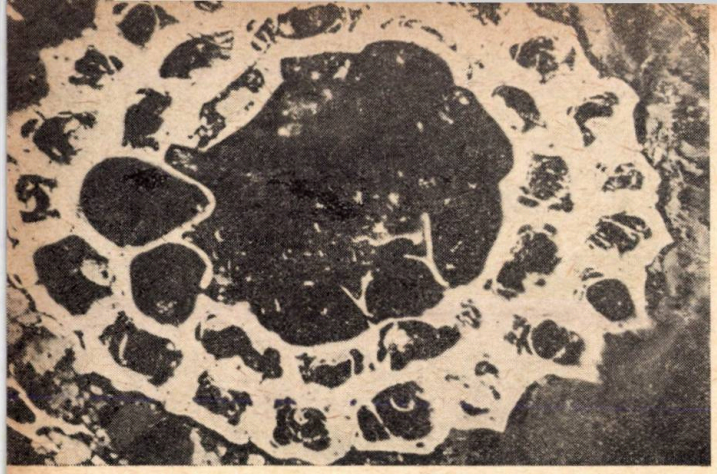


Fig. 9. Sclerotiu puternic mărit (Sclerotites liasinus). Anina. × 470

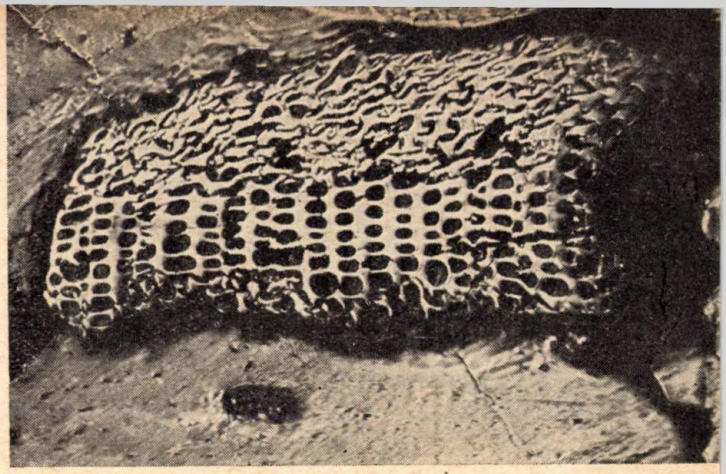


Fig. 10. Fuzit, varietatea fuzinit. Anina. × 165

se recunoască bine structura celulară a plantelor generatoare de cărbuni. Totuşi, se pot deosebi prin culoare, relief şi putere de reflexie. Importanţa acestor elemente este foarte mare, deoarece constituie, după cum vom vedea, masa de bază a fuzitului, dar intră şi în alcătuirea masei de bază a duritului. Prin urmare, deşi elemente structurale, ele trebuie incluse în categoria elementelor a căror descriere urmează şi care constituie masa de bază a cărbunelui.

Elementele petrografice fără structură

Elementele petrografice fără structură constituie „masa de bază" sau „masa fundamentală" a cărbunelui. Ele reprezintă substanţa lipsită de structură, care cimentează în cărbune elementele ce nu au pierdut structura vegetală.

Elementele care intră în această categorie sînt următoarele:

Vitrinitul reprezintă masa de bază humoasă şi constituie elementul din care vitritul este alcătuit aproape în întregime. De asemenea, masa de bază a claritului este alcătuită din vitrinit. În unele cazuri acest element petrografic intră şi în alcătuirea masei de bază a duritului. Vitrinitul este transparent în secţiuni subţiri şi prezintă o culoare roşie.

Micrinitul constituie elementul petrografic care alcătuieşte masa de bază a duritului. Este cunoscut şi sub numele de substanţă opacă, deoarece în secţiuni subţiri nu este străbătut de lumină. În suprafeţe lustruite, micrinitul se prezintă sub forma unor fulgi cu o culoare albă, asemănătoare întrucîtva cu aceea a fuzitului. Micrinitul este lipsit cu desăvîrşire de orice urmă de structură celulară, pori etc. La grosismente puternice se observă că aceşti fulgi de micrinit sînt constituiţi din mici fragmente şi granule. Cercetările au arătat că acolo unde într-un durit există mulţi microspori, micrinitul este în cantitate mare şi invers. Din contra, nu s-a putut stabili o legătură între existenţa micrinitului şi a celorlalte corpuri bituminoase (macrospori, cuticule, alge sau corpuri răşinoase). În fig. 17 putem vedea un durit în care corpurile bituminoase sînt prinse într-o masă de bază micrinitică.

În ceea ce priveşte condiţiile de formare a diferitelor feluri de masă de bază ce intră în alcătuirea componenţilor cărbunilor, părerile sînt încă împărţite.

Rezumînd cele arătate pînă în prezent rezultă că elementele petrografice ale cărbunelui se pot împărţi în două grupe:

1. Elemente petrografice care alcătuiesc diferite mase de bază, anume: vitrinitul, micrinitul, fuzinitul, semifuzinitul şi sclerotinitul.

2. Elemente petrografice cuprinse în masa de bază, într-o frecvenţă mai mare sau mai mică. Acestea sînt: exinitul, denumire prin care înţelegem sporii, cuticulele şi rezinitul, care cuprinde cerurile şi răşinile din cărbune.

Fig. 11. Fuzit, varietatea semifuzit. Anina. × 165

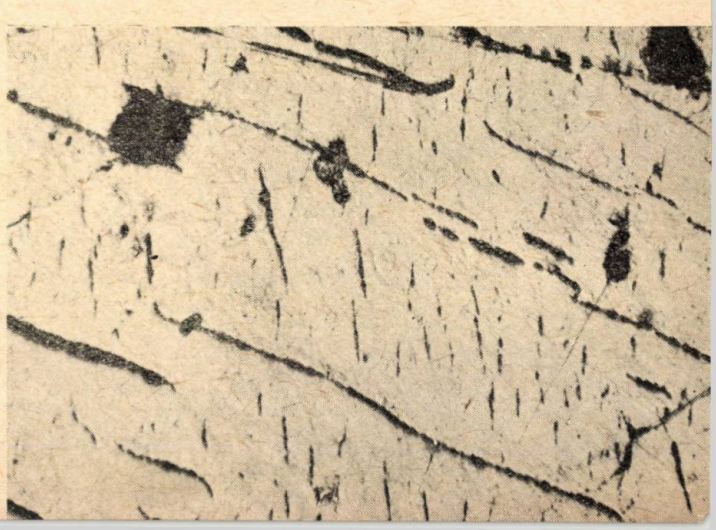


Fig. 12. Vitrit nestructural (collinit) cu două sisteme de crăpături, Valea Jiului, Uricani. × 61

Fig. 13. Vitrit structural (telinit) cu granule de rășină. Anina. × 165.

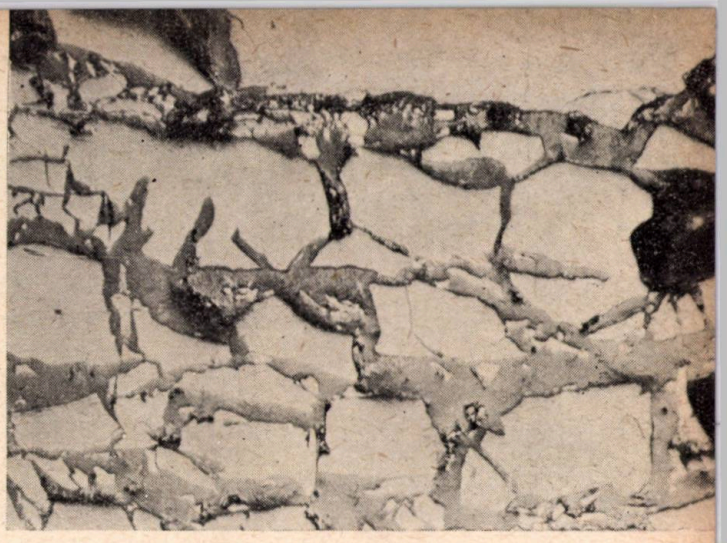


Fig. 14. Vitrit nestructural (collinit). Schela × 130

Componenții petrografici ai cărbunelui

Diferitele elemente petrografice descrise alcătuiesc componenții petrografici ai cărbunelui. Aceștia sînt : vitritul, claritul, duritul și fuzitul. Componenții petrografici se deosebesc între ei atît prin masa de bază, cît și prin elementele structurale înglobate în această masă de bază. În tabela de mai sus redăm componenții petrografici și elementele petrografice care intră în alcătuirea fiecărui component.

În cele ce urmează vom face descrierea componenților petrografici. La descrierea lor vom ține seama de caracteristicile macroscopice, microscopice și chimice.

Alcătuirea din elemente a componenților petrografici

Componenți petrografici		Vitrit	Clarit	Durit	Fuzit
Elemente	A. Masa de bază	Vitrinit	Vitrinit	Micrinit Semifuzinit Sclerotinit	Semifuzinit Fuzinit
	B. Incluziuni	Rezinit	Exinit Rezinit	Exinit Rezinit	
	C. Accesorii	Semifuzinit Fuzinit Micrinit Sclerotinit	Semifuzinit Fuzinit Micrinit Sclerotinit	Fuzinit Vitrinit	

Vitritul

Vitritul este cel mai frecvent component și participă într-o proporție de peste 50% la alcătuirea stratelor de huilă și cărbune brun. Este un component unitar și constă aproape în întregime din masa de bază numită vitrinit. În stratul de cărbune, vitritul alcătuiește benzi sau lentile, care ajung la grosimea de cîțiva centimetri. Vitritul este compact, are un luciu puternic asemănător smoalei și o spărtură concoidală. Caracteristice pentru vitrit sînt crăpăturile cu o orientare constantă, dirijate de obicei perpendicular pe stratificație.

După gradul de incarbonizare, vitritul apare

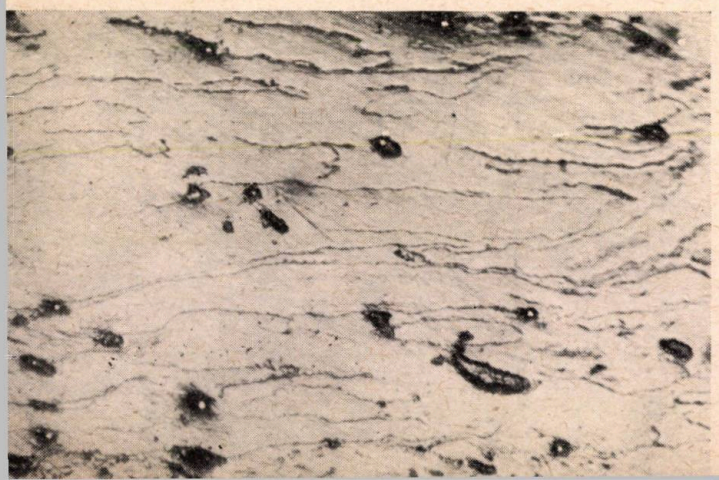


Fig. 15. Clarit de cuticule Valea Jiului. Cîmpul lui Neag × 170.

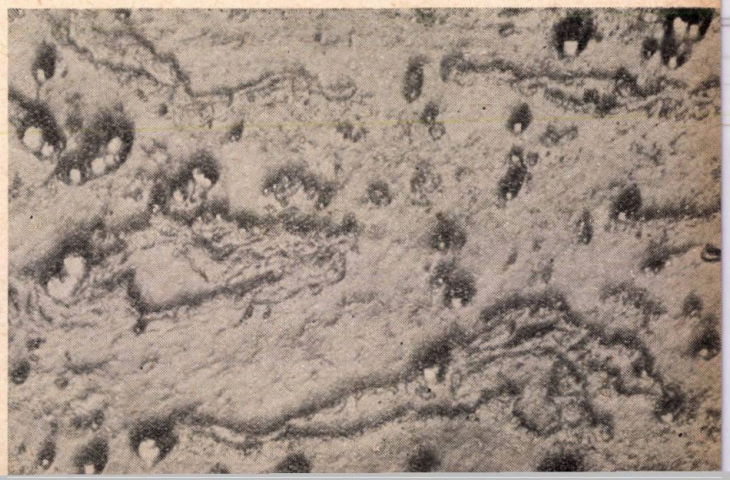


Fig. 16. Clarit de cuticule, Valea Jiului. Cîmpul lui Neag × 170.

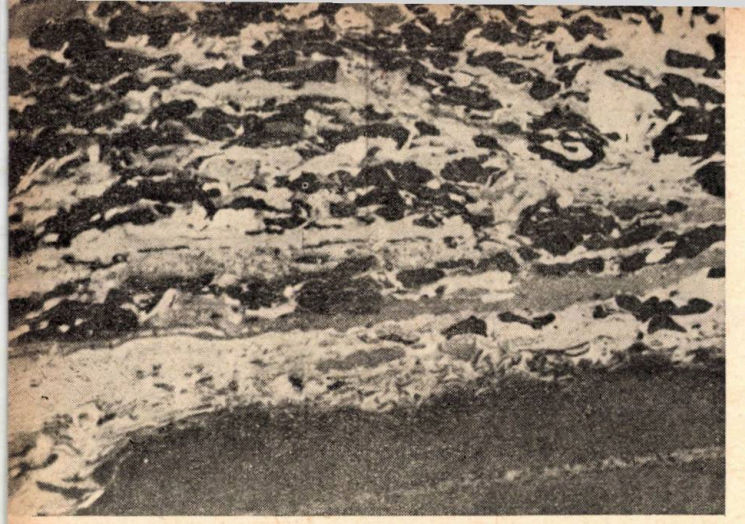


Fig. 17. Durit × 350 (După Atlas f. angewandte Steinkohlenpetrographie).

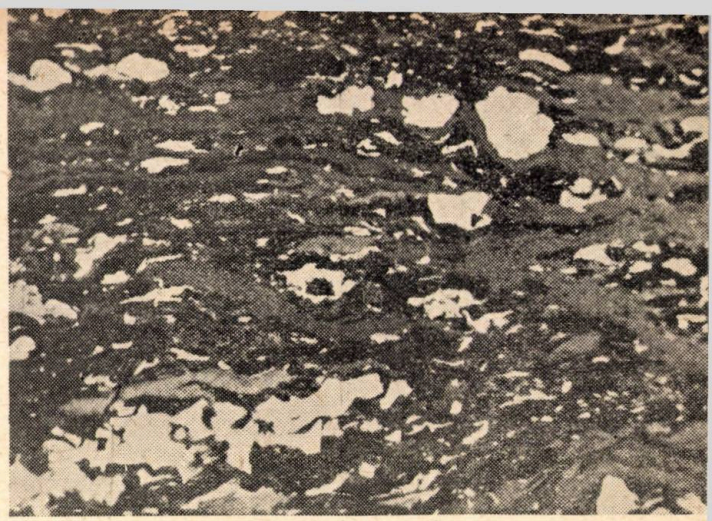


Fig. 18. Clarito-durit × 350 (După Atlas f. angewandte Kohlenpetrographie)

în suprafeţele lustruite, cenuşiu pînă la alb. La vitrit se pot distinge două forme de prezentare. Prima, vitritul nestructural, nu mai păstrează nici o urmă de structură lemnoasă şi în lucrările noi este cunoscută sub numele de collinit (fig. 12). Cealaltă formă lasă să se recunoască urme slabe ale structurii celulare a materialului vegetal din care provine şi este cunoscută sub numele de telinit. La această formă, se pot distinge diferite vase lemnoase, razele medulare, inelele anilor etc. In telinit se pot observa deseori corpuri răşinoase (rezinit) (fig. 13), dar şi în collinit se poate vedea răşină care a impregnat masa de bază. Cele două forme, collinitul (vitritul nestructural) şi telinitul (vitritul structural), pot apare în imediata vecinătate, spre exemplu în aceeaşi suprafaţă lustruită.

Faptul că la vitrit se poate distinge structura celulară, ne arată că acest component provine din ţesuturi lemnoase care au trecut printr-o stare de gelificare în timpul căreia spaţiile celulare ale lemnului au fost impregnate cu soluţii coloidale.

In mod cu totul accesoriu, vitritul poate conţine: fuzinit, semifuzinit, micrinit, sclerotinit.

O dată cu creşterea procesului de incarbonizare are loc o dispariţie treptată a structurii celulare a vitritului. Această schimbare merge pînă la dispariţia totală a structurii (fig. 14). Culoarea vitritului în lumină reflectată se schimbă treptat, ajungînd din cenuşie pînă la alb-gălbuie, foarte accentuată.

Conţinutul în cenuşă al vitritului este mai mic decît al duritului şi fuzitului. Trebuie să remarcăm faptul că în acest slab conţinut de cenuşă se regăseşte cenuşa plantelor de odinioară. Totuşi, sînt cazuri cînd vitritul prezintă un conţinut mare de cenuşă, spre exemplu atunci cînd crăpăturile lui caracteristice sînt pline cu substanţe minerale: carbonat de calciu, sulfat de calciu, pirită, calcopirită. Astfel se explică dece unele vitrite curate au un conţinut de cenuşă ce variază între 1,11—1,50%, iar altele un conţinut de 7,40%, cînd sînt impurificate.

Vitritul are un conţinut mic de materii volatile, ceea ce se explică prin absenţa corpurilor bituminoase: spori, polen, cuticule etc. Această caracteristică nu mai este valabilă şi pentru cazul vitritului bogat în răşină. Conţinutul în materii volatile al unui asemenea vitrit ajunge pînă la 45% şi depăşeşte uneori chiar pe acela al duritului.

In ceea ce priveşte analiza elementară se poate observa că în comparaţie cu duritul, vitritul are un conţinut mai ridicat de C, însă totuşi mai scăzut faţă de cel al fuzitului. Conţinutul în C este cu atît mai ridicat cu cît gradul de incarbonizare este mai mare. Raportul între C şi H este de obicei mai mare la vitrit în comparaţie cu duritul.

Claritul

In stratul de cărbune claritul formează benzi cu un luciu mai slab decît al vitritului. Este deci un cărbune semilucios. Spre deosebire de vitrit

Fig. 19. Fuzit, varietatea semifuzinit, cu granule rotunde de răşină. Anina. × 130

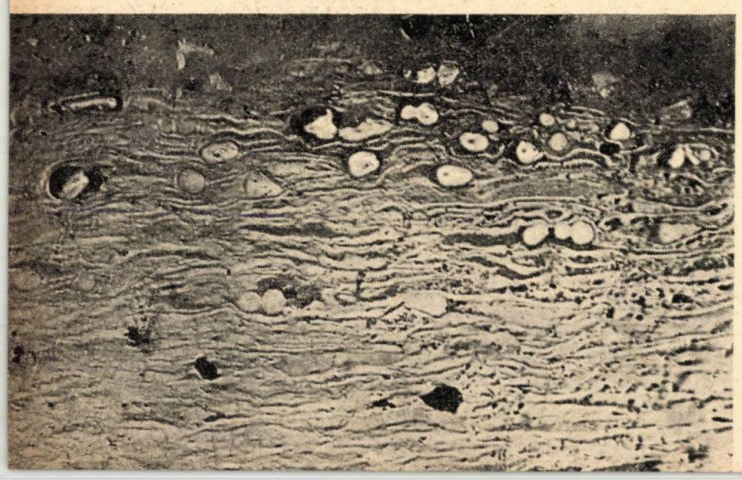
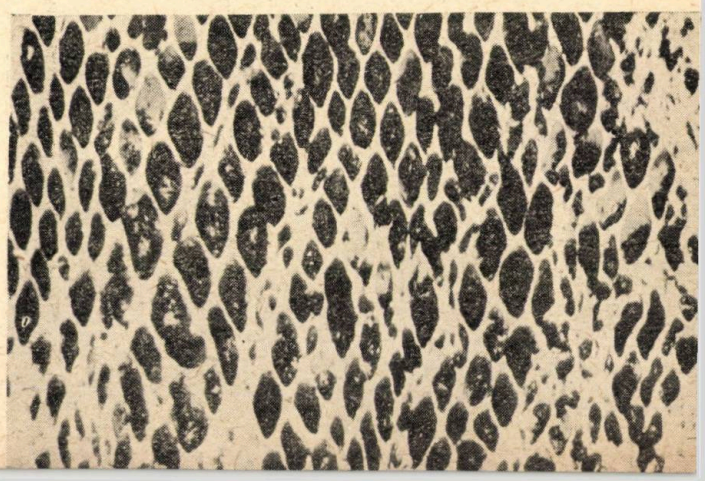


Fig. 20. Fuzit moale. Schela × 130



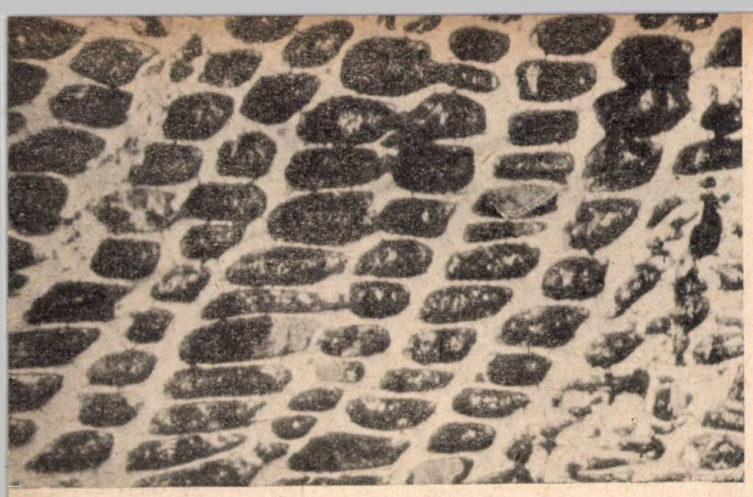


Fig. 21. Fuzit moale. Schela. × 130

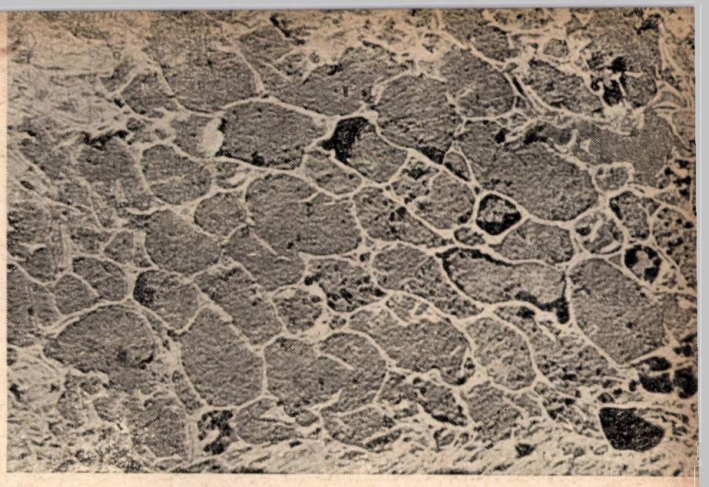


Fig. 22. Fuzit tare. Anina. × 130.

claritul nu este un component unitar, el reprezintă un agregat alcătuit din două elemente: masa de bază şi corpurile bituminoase. Masa de bază a claritului este formată ca şi la vitrit din vitrinit. In această masă de bază este cuprins exinitul (macrosporii, microsporii şi cuticulele), adică cea mai mare parte din corpurile bituminoase ale cărbunelui. In mod accesoriu, claritul poate conţine: fuzinit, semifuzinit, micrinit, sclerotinit. Fig. 15 şi 16 ne prezintă clarite la care corpurile bituminoase sînt reprezentate prin cuticule.

Luciul claritului depinde de frecvenţa corpurilor bituminoase înglobate. Atunci cînd în vitrinit sînt cuprinse puţine corpuri bituminoase, acesta păstrează aspectul său lucios, astfel încît claritul sărac în corpuri bituminoase apare macroscopic ca şi vitritul. Claritul bogat în corpuri bituminoase pierde aspectul lucios şi apare ca un cărbune mat.

Prof. I. A. Jemciujnikov consideră claritul alcătuit din masă de bază humoasă (vitrinit) şi din corpuri bituminoase, predominînd întotdeauna masa de bază. El distinge mai multe tipuri de clarit, printre care claritul de spori şi cuticule, cu predominarea masei de bază humoase, în care sînt împrăştiate elementele bituminoase, izolate. Acest clarit ar putea fi subîmpărţit în trei categorii: claritul de spori şi polen, claritul de cuticulă şi claritul mixt.

Intre fîşiile înguste de clarit şi durit nu există o limită bruscă, aşa cum se observă în jurul lentilelor de fuzit sau vitrit, ci primele două pot trece treptat una în cealaltă.

Corpurile bituminoase cuprinse în clarit şi durit (cuticule, spori, răşini, scleroţi) rezistă procesului de incarbonizare pînă la o anumită limită, după care ele încep să dispară. Această limită se situează între huila grasă şi cea slabă. De la huila slabă în sus se observă un început serios de dispariţie a corpurilor bituminoase, concomitent cu dispariţia completă a structurii celulare a vitritului. Această dispariţie treptată se continuă pînă ce, la antracit şi chiar la huilele antracitoase, nu mai putem observa corpurile bituminoase.

Claritul, ca şi vitritul, are un conţinut mic de substanţe minerale.

Duritul

Duritul, ca şi claritul, nu este un component unitar, ci un agregat. Este cel mai dur dintre toţi componenţii şi de aici vine numele său. Culoarea lui este negru-cenuşiu pînă la negru şi este complet mat. Numai în cazul cînd în durit sînt intercalate fîşii subţiri de vitrit, acesta capătă un luciu slab.

In stratul de cărbune duritul formează benzi care alternează cu cele de vitrit şi clarit.

Examenul microscopic arată că acest component constă dintr-o masă de bază în care sînt înglobate corpurile bituminoase (exinitul sau rezinitul). In timp ce claritul şi vitritul au aceeaşi masă de bază (vitrinitul), duritul are o masă de bază micrinitică-fuzitică. Aceasta nu este deci unitară ca spre exemplu, la clarit, ci la alcătuirea ei pot lua parte mai multe feluri

Fig. 23. Fuzit tare. Anina. × 130.

Fig. 24. Pirită primară (singenetică). Anina. × 130.

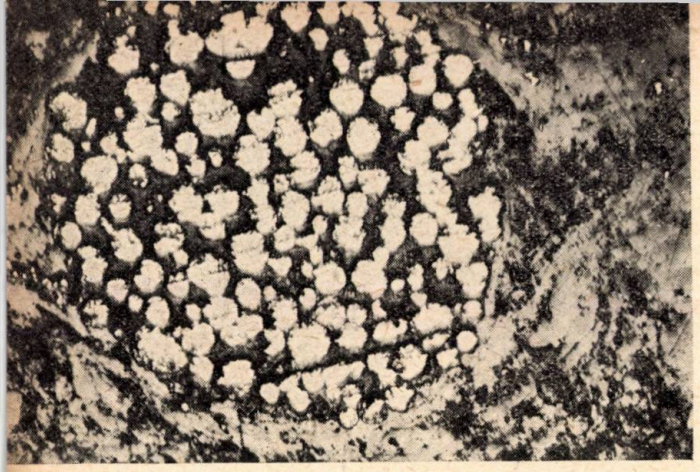


Fig. 25. Cuib de pirită de formă rotundă. Rudăria × 130.

Fig. 26. Pirită secundară pe crăpăturile vitritului. Schela × 130

de masă de bază, în proporţii diferite, după condiţiile de formare ale duritului. Ele sînt: micrinitul, semifuzinitul, sclerotinitul şi fuzinitul. In această masă de bază atît de variat alcătuită sînt înglobate, în proporţii diferite, corpurile bituminoase. Se pot distinge astfel durite bogate în bitumen şi durite bogate în masă de bază, aşa-numite durite inerte. Structura atît de complexă a duritului explică duritatea mare, precum şi lipsa de luciu a acestui component. Fig. 17 ne arată un durit cu o masă de bază micrinitică.

Prof. I. A. Jemciujnikov a arătat totuşi că în alcătuirea duritelor poate lua parte şi masa de bază transparentă (în secţiuni subţiri), adică vitrinitul. După caracterul masei de bază se pot distinge două tipuri de durite: durite cu masă de bază opacă şi durite cu masă de bază mixtă. După exterior, primul tip este cărbunele mat adevărat. Al doilea tip este ceva mai strălucitor şi are o structură fin striată.

Prof. I. A. Jemciujnikov avînd în vedere elementele componente ale duritului distinge diferite tipuri de durit: duritul de spori, duritul de cuticulă, duritul de răşină, duritul de alge etc. După acest autor creşterea conţinutului în exinit, rezinit, fuzinit şi micrinit (substanţă opacă) dă microstructurii cărbunelui un caracter atritic mai pronunţat, un aspect exterior mai mat şi o gravitate a cărbunelui înspre durit cu proprietăţile lui tipice. Dimpotrivă, mărirea cantităţii de vitrinit întăreşte gravitaţiunea lui către clarit.

Formele de trecere între clarit şi durit sînt numite durito-clarit, atunci cînd sînt mai apropiate de clarit şi clarito-durit, în cazul cînd gravitează spre durit. Fig. 18 ne prezintă un clarito-durit în care domină masa de bază micrinitică-semifuzinitică.

Conţinutul de cenuşă al duritului este superior aceluia al vitritului şi claritului, din cauza materiilor minerale ce se pot acumula în masa de bază a lui. Printre acestea, argila joacă un rol important. Proporţia de cenuşă a unui cărbune bogat în durit va fi mai ridicată în comparaţie cu cea a unui cărbune vitritic.

Datorită conţinutului în corpuri bituminoase, duritul este componentul care posedă proporţia cea mai ridicată de materii volatile. O altă explicaţie o constituie conţinutul mai ridicat în H şi mai scăzut în C în comparaţie cu vitritul.

In ceea ce priveşte analiza elementară se poate constata că, dintre toţi componenţii, duritul are conţinutul cel mai mic în C şi conţinutul cel mai mare în H.

Fuzitul

Spre deosebire de clarit şi durit, fuzitul este un component unitar ca şi vitritul. El constă dintr-o masă de bază unitară, lipsită de exinit şi rezinit.

Macroscopic fuzitul se deosebeşte cu mare uşurinţă de ceilalţi componenţi prin aspectul său, care nu diferă cu nimic de cel al cărbunelui de lemn (mangalul). In stratul de cărbune, fuzitul se prezintă în stare de fragmente cu formă

Fig. 27. Sferosiderită. Anina × 60.

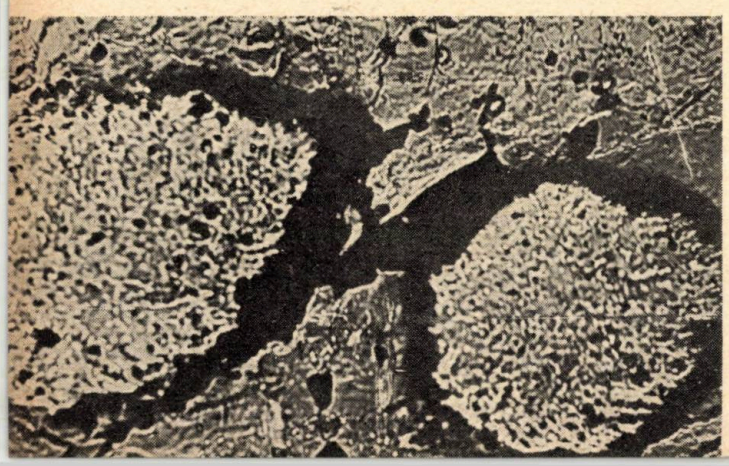
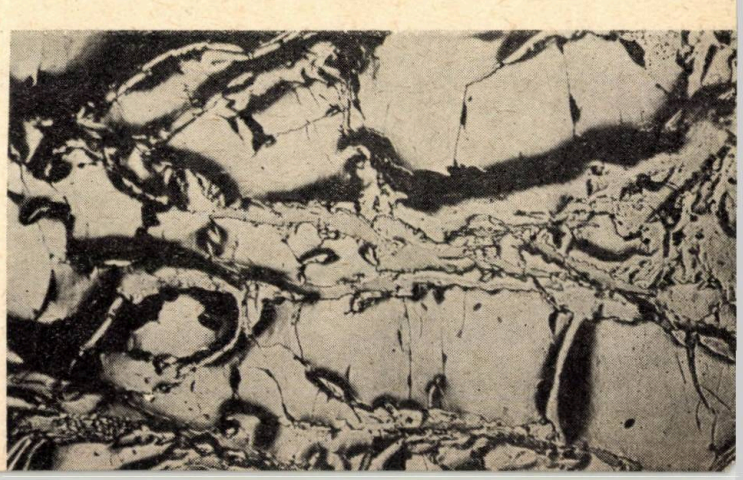


Fig. 28. Vitrit cu crăpături impregnate cu CO_3Ca. Anina. × 60.



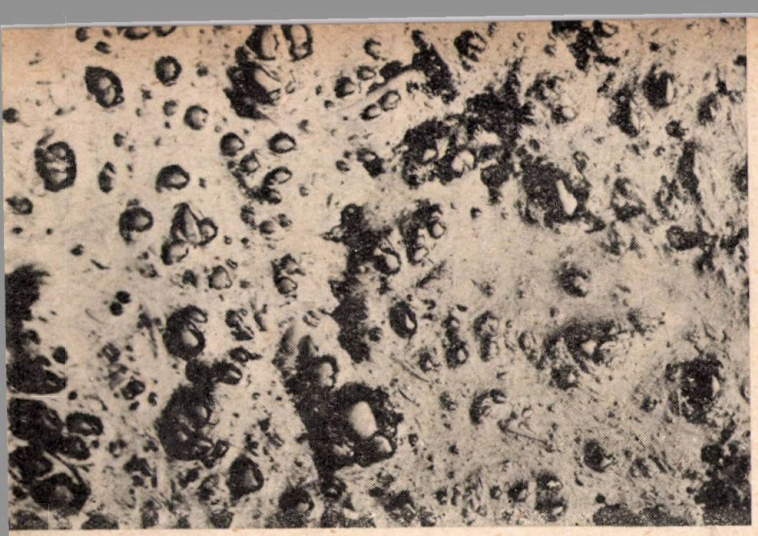


Fig. 29. Granule de cuarț. Anina. × 130.

Fig. 30. Minerale mai dure înglobate în argilă. Anina. × 130.

neregulată, în secțiune paralelă cu stratificația. In secțiune perpendiculară pe stratificație fragmentele de fuzit au în general o formă de lentilă. Fuzitul apare deci sub formă de bucăți neregulate răspîndite sporadic în masa cărbunelui.

Fuzitul are un luciu mat-mătăsos, este sfărîmicios și se ia pe mînă ca funinginea. Uneori, apar în același loc mai multe fragmente de fuzit, suprapuse fără vreo regulă. In acest caz este vorba de un cuib de fuzit.

Intercalații continue de fuzit în stratul de cărbune se întîlnesc foarte rar. Asemenea intercalații pot ajunge o grosime pînă la cîțiva centimetri.

In examenul microscopic fuzitul iese ușor în evidență prin caracteristica ce îl distinge imediat de ceilalți componenți, anume păstrarea impecabilă a structurii materialului din care provine (fig. 10). O altă caracteristică este relieful său pronunțat. In suprafețe lustruite fuzitul reprezintă proeminențe care se manifestă prin umbre pronunțate ce înconjoară fragmentele de fuzit. O ultimă caracteristică a lui este culoarea, anume alb strălucitor cu o nuanță gălbuie.

Componentul fuzit poate exista sub două forme: fuzinit și semifuzinit. Aceste două elemente petrografice sînt foarte asemănătoare după caracteristicile lor microscopice. Ambele păstrează o clară structură a materialului vegetal de origine. Particularitățile care deosebesc aceste două varietăți se referă la culoare, relief și putere de reflexie. Fuzinitul se caracterizează printr-o culoare ușor gălbuie, un relief mai accentuat și o putere de reflexie ridicată (fig. 10). Semifuzinitul ocupă un loc de trecere între vitrinit și fuzinit în ceea ce privește culoarea, reflexia și relieful (fig. 19). Pentru aceste motive, semifuzinitul a fost considerat la început un component intermediar între fuzit și vitrit.

In cele mai multe cazuri fuzitul prezintă celule mari, rotunde și pereți groși. In suprafețe lustruite pereții celulelor apar în culoarea galben deschis; golurile celulelor sînt marcate prin adîncituri întunecate (fig. 20, 21). In secțiuni subțiri, structura celulară a fuzitului nu întotdeauna se poate observa bine. Fuzitul este opac în secțiuni subțiri.

Deseori, structura celulară a fuzitului nu se mai păstrează în bune condiții. Presiunea sau alți factori au sfărîmat celulele fuzitului. Pereții celulelor sfărîmate au pătruns unii în alții și au dat naștere unei structuri, cunoscută sub numele de „structură în arc". Alteori, structura formată prin sfărîmarea celulelor fuzitului poartă numele de „structură stelară", atunci cînd este alcătuită din punctele de unire a pereților celulelor învecinate (fig. 10). Frînturi din pereții celulelor de fuzit, izolate în masa celorlalți componenți ai cărbunelui, sînt cunoscute sub numele de „ace de fuzit".

In unele cazuri, celulele fuzitului se păstrează goale, alteori sînt pline cu substanțe minerale (carbonat de calciu, pirită etc.). Fuzitul, ale

Fig. 31. Crăpătura în cărbune umplută cu CO_3Ca. Anina. × 130.

Fig. 32. Pirită secundară pe crăpături paralele. Anina. × 130.

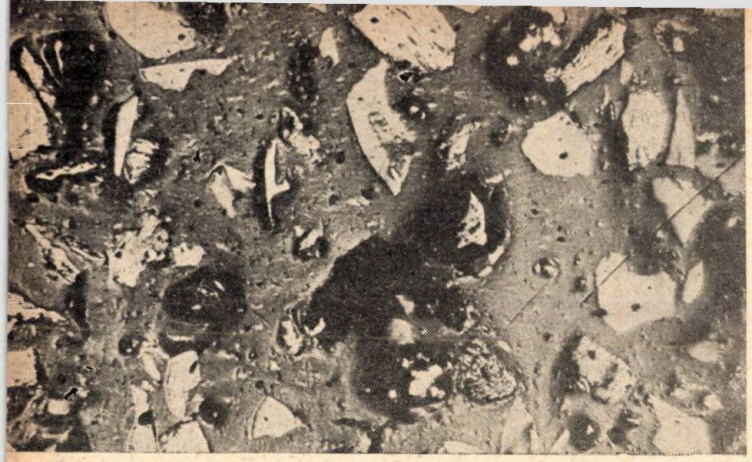


Fig. 33. Praf de cărbune înglobat într-o ceară × 130.

cărui celule s-au păstrat goale, este cunoscut sub numele de „fuzit moale" (fig. 10, 20, 21). In cazul cînd celulele lui sînt pline cu substanţe minerale poartă numele de „fuzit tare" (fig. 22 şi 23). Dacă un fuzit are celule goale sau umplute cu substanţe minerale, acest fapt are influenţă asupra culorii, luciului şi durităţii. Prima varietate, fuzitul moale, este mat şi se zgîrie uşor. Fuzitul tare are culoarea neagră cenuşie, luciu mătăsos şi se zgîrîie mai greu.

O dată cu creşterea gradului de incarbonizare fuzitul îşi păstrează culoarea gălbuie-albă, iar relieful său pronunţat devine din ce în ce mai slab, pînă dispare complet.

Cercetătorii sovietici (I. A. Jemciujnikov, Ghinsburg etc.) au adus cel mai mare aport cu privire la stabilirea genezei fuzitului. După aceşti autori, în mlaştinile acoperite de apă există condiţii care contribuie la dezvoltarea proceselor de gelifiere, adică la descompunerea şi transformarea resturilor vegetale în substanţă coloidală, fără structură, numită gel. In mlaştinile uscate şi cu scurgere, domină condiţii oxidante ale mediului, care duc la procese de fuzitizare, adică la modificarea materialului în mediul oxidant şi la transformarea lui într-o substanţă semitransparentă sau opacă. Existenţa fuzitului în cantităţi apreciabile în unele zăcăminte nu se poate explica decît prin schimbări periodice ale nivelului de apă în turbăriile respective. Coborîrea acestui nivel permite stabilirea unor condiţii speciale de descompunere în prezenţa aerului a stratelor superioare de material vegetal, rămase deasupra nivelului apei.

Dintre toţi componenţii cărbunelui fuzitul are cel mai ridicat conţinut în cenuşă. Acest conţinut provine din infiltraţii minerale care impregnează celulele sale. Trebuie făcută însă o distincţie între fuzitul tare, ale cărui celule sînt impregnate cu substanţe minerale, şi între fuzitul moale, ale cărui celule au rămas goale. Cantitatea de cenuşă a fuzitului este în strînsă relaţie cu prezenţa sau lipsa acestor infiltraţii minerale.

De asemenea, fuzitul are conţinutul cel mai redus în materii volatile. Pentru fuzitul moale sînt caracteristice valorile cuprinse între 12 şi 18%, iar pentru fuzitul tare cele ce variază între 20 şi 25%. Explicaţia rezultă din conţinutul ridicat în C şi din conţinutul mic în N şi H.

In ceea ce priveşte analiza elementară, fuzitul posedă conţinutul cel mai ridicat în C şi conţinutul cel mai scăzut în H. La fuzit se poate observa de asemenea un conţinut mic de azot. Este interesant faptul că şi la fuzit se aplică observarea făcută la vitrit, anume creşterea conţinutului în C o dată cu gradul de incarbonizare. Fuzitul cărbunelui brun conţine deseori mai puţin carbon în comparaţie cu cel al huilei.

Componenţii minerali

Printre componenţii minerali cei mai frecvenţi ai cărbunelui citäm: sulfurile de fier (pirită şi marcasită), sferosideritele, carbonatul de calciu, cuarţul, caolinul.

Sulfurile de fier se prezintă sub cele două forme diferite: pirita, dură, de culoare galben-aurie, cu luciu metalic şi marcasita, mai moale decît pirita şi de culoare galben-cenuşie. Cantitativ, pirita joacă rolul cel mai important, în timp ce marcasita apare în cantităţi reduse.

Pirita se găseşte în cărbune sub cele două forme: singenetică (primară), formată o dată cu cărbunele şi epigenetică (secundară), depusă în cărbune după formarea acestuia. Pirita singenetică apare sub formă de granule, de dimensiuni de zecimi sau sutimi de milimetru, fin răspîndite în masa cărbunelui (fig. 24). Ele se asociază, uneori, formînd adevărate cuiburi de pirită (fig. 25). Acumulări de pirită singenetică pot avea loc în toţi componenţii cărbunelui. Se pare că dintre toţi aceştia vitritul structural (telinitul) ar fi cel mai sărac în pirită. Pirita epigenetică, depusă pe crăpăturile şi fisurile cărbunelui sub forma unor pelicule fine (fig. 26), este într-o proporţie mai redusă. La unele strate de cărbune se constată o îmbogăţire în conţinutul de pirită singenetică, cu cît ne ridicăm din culcuş spre acoperişul stratului.

Concreţiunile sferosideritice au în suprafeţe lustruite o formă rotundă, eliptică sau neregulată, culoare cenuşie şi relief puternic (fig. 27). In lumină înclinată ele arată o distribuţie zonară şi o culoare roşu-brun pînă la brun închis.

Carbonatul de calciu impregnează crăpăturile existente în masa cărbunelui. In suprafeţe lustruite culoarea lui este un cenuşiu mai închis decît acela al vitritului (fig. 28). In lumină înclinată are culoarea albă.

Cuarţul apare în suprafeţe lustruite sub forma unor granule de culoare cenuşiu închis, cu un relief puternic, datorită durităţii sale mari (fig. 29). In lumină înclinată are culoare albă ca laptele.

Caolinul apare în culoare cenuşie închis pînă la negru, întotdeauna fără relief. Fig. 30 ne prezintă incluziuni de argilă, fără relief, în care sînt cuprinse minerale mai dure.

Importanța tehnico-economică a petrografiei cărbunilor

Petrografia cărbunilor a luat naștere din geologia cărbunilor și aceasta servește practicii exploatării cărbunilor. Dacă petrografia cărbunilor a ajuns să aibă o importanță bine precizată pentru geologia practică a cărbunilor își are totodată importanța ei pentru exploatarea și înnobilarea cărbunilor.

Vom arăta importanța tehnico-economică a petrografiei cărbunilor pentru geologia zăcămintelor de cărbuni, înnobilarea cărbunilor și pentru lucrările de securitate minieră.

Importanța cercetărilor petrografice pentru geologia zăcămintelor de cărbuni

Petrografia cărbunilor procură date importante cu privire la condițiile de formare a unui zăcământ de cărbune. In primul rînd ne poate da indicații asupra materialului generator de cărbuni: plante cu spori, plante cu rășină, plante cu frunze, alge bituminoase etc. Ne arată apoi condițiile de depunere și de transformare a acestui material.

După prof. I. A. Jemciujnikov, starea de păstrare a corpurilor bituminoase (spori, cuticule) și a fragmentelor de fuzit ne dă indicii asupra unui eventual transport al materialului vegetal, adică asupra autohtoniei sau alohtoniei zăcămîntului de cărbune. Tot după acest autor prezența într-o stare sfărîmată a sporilor, cuticulelor și a fragmentelor de fuzit ar reprezenta indicii pentru alohtonia cărbunilor respectivi.

Dispariția treptată a detaliilor structurilor lemnoase (îngroșările pereților celulari, razele medulare, structura traheidală) și apoi a corpurilor bituminoase (suberinit, exinit, sporopolenit și rezinit), combinată cu schimbarea treptată a culorii și luciului diferitelor elemente sau componenți petrografici, ne dau indicații cu privire la gradul de incarbonizare al cărbunelui. Szàdeczky a întocmit o tabelă cu ordinea de dispariție a elementelor petrografice cuprinse în cărbune pe măsura creșterii gradului de incarbonizare.

Tocmai pentru aceste considerente rezultatele cercetărilor petrografice își găsesc aplicații cînd este vorba de clasificarea cărbunilor.

Încă de la începutul lucrărilor asupra cărbunilor, mulți cercetători s-au străduit să aducă ordine în această clasificare. Intrucît pînă acum cîțiva zeci de ani cărbunele nu era cercetat decît pe cale chimică, toate aceste clasificări erau fundate pe o bază chimică. In decursul dezvoltării petrografiei cărbunilor s-a arătat că o clasificare completă a cărbunilor nu se poate realiza fără a se ține seama și de caracterele petrografice ale lor.

Caracteristicile petrografice ale stratelor de cărbune pot servi în unele cazuri pentru identificarea lor. Se știe că în acest scop sînt folosite particularitățile rocilor din acoperișul sau culcușul stratului de cărbune, intercalații sterile și strate conducătoare. De multe ori însă aceste indicii nu sînt suficiente și în asemenea cazuri se poate utiliza alcătuirea petrografică a stratului. Astfel, s-a observat că unele bancuri ale stratelor de cărbune au o alcătuire petrografică constantă. Compararea a două profile de strate permite a se stabili dacă este vorba de unul și același strat sau dacă este vorba de un altul superior sau inferior.

Trebuie să menționăm însă că o asemenea corelare este posibilă atunci cînd stratul de cărbune posedă o intercalație caracteristică ce se menține pe distanțe mari, spre exemplu o intercalație de durit sau fuzit sau intercalații subțiri dar continue de cenușă vulcanică.

Tot pentru identificarea stratelor de cărbune se întrebuințează sporii, organele de înmulțire ale ferigelor. Utilizarea lor este posibilă pentru acele strate în care sporii s-au păstrat în cantități mari.

Importanța cercetărilor petrografice pentru înnobilarea cărbunilor

Prepararea cărbunilor

Pentru prepararea cărbunilor este deosebit de important nu numai a cunoaște conținutul în cenușă al cărbunelui, dar mai ales modul de răspîndire a cenușii. De acest mod de răspîndire depinde dacă este posibilă o eliminare economică a cenușii din cărbune. Analiza chimică nu poate însă arăta nimic cu privire la răspîndirea cenușii.

Scopul preparării este acela de a elimina din cărbune impuritățile minerale, spre a obține produse cu un anumit conținut de cenușă. Reușita lucrărilor de preparare este influențată de deosebirile de rezistență a componenților petrografici ai cărbunelui, apoi de modificarea rezistenței mecanice a acestor componenți datorită impurităților minerale, în special de natură singenetică. Această diferență de rezistență condiționează alcătuirea petrografică, variabilă a

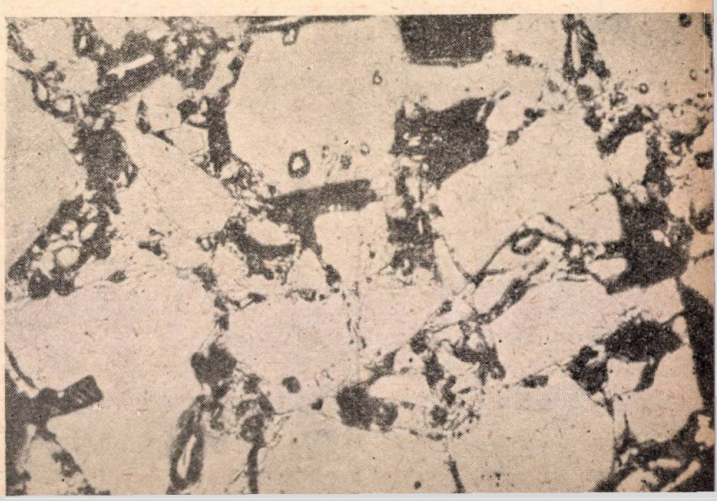


Fig. 34. Suprafață lustruită executată dintr-un brichet cu o bună rezistență. × 25. (După Atlas f. angewandte Kohlenpetrographie).

diferitelor sorturi de cărbune şi cu aceasta comportarea lor tehnologică diferită.

Într-adevăr vitritul este foarte fragil. Aceasta favorizează acumularea sa sub formă de granule fine şi foarte fine, cu ocazia lucrărilor de extracţie şi preparare. Tot aşa se comportă claritul sărac în exinit. Fuzitul moale prezintă de asemenea o mică rezistenţă mecanică, cu toată tăria sa absolută, ce se poate recunoaşte în suprafeţe lustruite prin relieful puternic. Structura sa celulară fină se sfărîmă uşor în fragmente de pereţi celulari. Dimpotrivă, duritul prezintă întotdeauna o rezistenţă mecanică superioară celorlalţi componenţi: vitritul, fuzitul şi claritul sărac în exinit, din acelaşi strat. După conţinutul său în exinit claritul se apropie în ceea ce priveşte rezistenţa sa mai mult de vitrit, atunci cînd este sărac în exinit, sau mai mult de durit, în cazul cînd claritul este bogat în exinit.

Rezistenţa componenţilor petrografici în stare curată, în special a vitritului, claritului sărac în exinit, precum şi a fuzitului, poate fi modificată prin existenţa impurităţilor minerale. Gradul acestei modificări este condiţionat de felul şi cantitatea conţinutului de minerale. Se pot deosebi în stratele de cărbune două grupe de impurităţi minerale, aşa cum am arătat. Prima grupă o formează mineralele singenetice, care s-au depus în cărbune o dată cu formarea stratului şi care sînt răspîndite fin în cărbune. Este vorba mai ales de fine impurităţi argiloase, pirită fin concreţionară, uneori sferosiderite fine sau cuarţ fin cristalin. O a doua grupă o formează mineralele epigenetice, depuse după consolidarea cărbunelui, în crăpăturile şi fisurile lui. Acestea sînt în primă linie carbonaţii (fig. 31) şi sulfurile de fier: pirita şi marcasita (fig. 32).

Dintre mineralele singenetice, în special argila fin repartizată poate consolida mai mult sau mai puţin vitritul şi claritul sărac în exinit. Un conţinut mai mare de argilă duce la formarea şistului cărbunos vitritic sau claritic. Argila fin răspîndită apare şi în durit, însă la acest component atît de dur, consolidarea nu influenţează în aşa de mare măsură ca la ceilalţi componenţi mai puţin rezistenţi.

Uneori poate fi modificată rezistenţa componenţilor petrografici în special pentru vitritul şi claritul sărac în exinit prin minerale singenetice fin concreţionare sau fin cristaline, cum ar fi sulfurile de fier, carbonatul de fier, cuarţul sau caolinul.

De asemenea fuzitul, un component ce se sfărîmă atît de uşor, se consolidează puternic prin impregnarea cu minerale a spaţiilor sale celulare. El se păstrează atunci ca fuzit tare în sorturile mai mari de cărbune. Spre deosebire de fuzitul moale, el nu se poate acumula decît într-o foarte mică măsură în granulaţia cea mai fină sau poate lipsi complet.

O consolidare a componenţilor petrografici curaţi prin minerale epigenetice nu are loc.

Deosebirile de rezistenţă a diferiţilor componenţi în stare curată şi modificările intervenite prin existenţa mineralelor singenetice explică de ce cu ocazia lucrărilor de extracţie a cărbunilor şi în timpul lucrărilor de preparare, anumiţi componenţi se acumulează în anumite sorturi de cărbune.

La cărbunii bulgari şi la cărbunii „nucă" mai mari nu se ajunge în general la o îmbogăţire sigură a anumitor componenţi petrografici, deoarece din cauza alcătuirii sub formă de benzi fine a stratelor, în bucata de cărbune sînt cuprinşi încă toţi componenţii petrografici.

În sorturile mai fine de cărbune „nucă" şi mai ales la cărbunele „nucă" provenit din strate cu un grad de incarbonizare mai mic, se poate stabili de regulă o îmbogăţire în cărbune mat, care trebuie atribuită unei rezistenţe mecanice mai mari a părţilor mate de cărbune. Aceste părţi mate pot fi alcătuite din durite curate, din clarite bogate în spori, din vitrite sau clarite bogate în exinit, impurificate prin minerale fine sau şisturi cărbunoase, deoarece existenţa unor benzi fine de substanţă minerală duce de asemenea la o sporire a rezistenţei.

Dimpotrivă, în cărbunele fin se îmbogăţeşte cărbunele lucios, sfărîmicios, deci vitritul şi claritul sărac în exinit, în timp ce părţile mate, duritice, sînt în inferioritate. Participarea fuzitului în cărbunele fin este în general superioară faţă de cea în cărbunele „nucă".

În granulaţia cea mai fină (prafuri şi şlamuri) are loc de obicei o îmbogăţire şi mai mare în vitrit faţă de granulaţia fină. În general, se acumulează în granulaţia cea mai fină, în special în praf şi fuzitul moale. Din contra fuzitul impregnat cu substanţe minerale lipseşte din prafuri şi şlamuri.

Separarea cărbunelui în diferite produse pe calea preparării este posibilă prin greutăţile specifice diferite ale componenţilor cărbunelui şi conţinutul lor în minerale, iar pe de altă parte prin particularităţile diferite ale suprafeţei exterioare a componenţilor petrografici şi a mineralelor cuprinse în cărbune.

Între componenţii în stare curată ai cărbunelui există diferenţe de greutate specifică. Aceste diferenţe sînt totuşi relativ mici şi ele se micşorează pe măsura creşterii gradului de incarbonizare. Diferenţele de greutate specifică între componenţii cărbunelui în stare curată sînt practic fără importanţă, chiar la cărbunii cu un grad mic de incarbonizare.

Dintre componenţii cărbunelui în stare curată claritul prezintă mai întotdeauna cea mai mică greutate specifică (între aproximativ 1,25 pînă la 1,30). Valoarea absolută a greutăţii specifice este determinată de conţinutul în exinit şi rezinit, întrucît, dintre elementele constitutive ale componenţilor cărbunelui, rezinitul

şi exinitul, cu o greutate specifică medie de 1,2, sînt cele mai uşoare. Greutatea specifică a vitritului curat (în medie 1,3) se deosebeşte numai puţin de aceea a claritului, în special a claritului sărac în exinit. Greutatea specifică cea mai mare este întotdeauna a fuzitului, în special a fuzinitului curat (în medie 1,5). Greutatea specifică a duritului se situează între aceea a claritului şi fuzitului (cca. 1,35) şi ea depinde de predominarea conţinutului în exinit sau de puternica dezvoltare a masei de bază micrinitică-semifuzinitică.

Într-o măsură mult mai mare şi practic hotărîtoare pentru lucrările de preparare sînt deosebirile în greutatea specifică produse de mineralele existente în stratele de cărbune. Şi în acest caz impregnarea prin minerale singenetice are o influenţă mult mai mare asupra rezultatelor preparării decît impregnarea cu minerale epigenetice, deoarece ultimele se pot îndepărta mai uşor. Mineralele epigenetice sînt îndepărtate parţial, chiar la extracţia cărbunelui. După scoaterea din cărbune îndepărtarea lor nu procură dificultăţi din cauza deosebirii mari de greutate specifică între componenţii cărbunelui de o parte şi minerale de altă parte. În concluzie, mineralele epigenetice nu procură greutăţi speciale pentru lucrările de preparare chiar atunci cînd ele sînt cuprinse în cantităţi mari în stratele de cărbune, deoarece în baza marii diferenţe de greutate ele pot fi eliminate fără dificultăţi şi aproape complet.

Greutatea specifică a componenţilor petrografici ai cărbunelui şi conţinutul lor în cenuşă sînt deci influenţate în primul rînd de mineralele singenetice şi ele depind de greutatea şi cantitatea mineralelor conţinute.

Obţinerea produselor de preparare sărace în cenuşă depinde într-o măsură deosebit de mare de conţinutul în minerale singenetice, fin răspîndite în componenţii petrografici ai cărbunelui.

Deoarece asemenea concreşteri fine între minerale şi cărbune pot să existe în toţi componenţii petrografici, posibilitatea de a se obţine cărbune foarte curat nu depinde de alcătuirea petrografică, ci numai de conţinutul în minerale a cărbunelui.

O importanţă specială au cantitatea şi felul intercalaţiilor minerale pentru obţinerea unor produse deosebit de sărace în cenuşă, cum spre exemplu cărbunele înnobilat, cărbunele pur, cărbunele de hidrogenat. Asupra felului şi cantităţii impurităţilor minerale dintr-un cărbune, cercetările microscopice dau bune indicaţii.

Fig. 33 ne arată alcătuirea unui praf fin de cărbune într-o suprafaţă lustruită executată din praf înglobat într-o ceară.

Brichetarea

Brichetele pot fi cercetate în suprafeţe lustruite bine executate. Se determină microscopic nu numai mărimea granulelor de cărbune, repartizarea lor şi componenţii petrografici, ci şi felul în care se face consolidarea cărbunelui cu materialul de legătură, repartizarea acestui material, sfărîmarea granulelor de cărbune prin presare etc. Prin cercetări microscopice s-a putut stabili că mărimea cea mai potrivită a granulelor joacă un rol hotărîtor. O granulaţie foarte fină nu este recomandabilă întrucît se consumă multă smoală pentru legarea granulelor şi din motive economice acest consum trebuie să fie redus. Astfel, mai ales fuzitul este foarte dăunător. Acesta are numeroase spaţii celulare goale, care se impregnează cu smoală şi ridică mult consumul materialului de legătură.

Din cele arătate rezultă că pentru aprecierea unui cărbune de brichetat sînt de o mare importanţă:

1. Corelaţiile fizico-chimice între componenţii cărbunelui şi mineralele lui de o parte şi smoala ca material de legătură de altă parte.

2. Alcătuirea granulelor cărbunelui de brichetat în legătură cu rezistenţa brichetului şi consumul de smoală.

S-a stabilit că între smoală şi componenţii minerali nu se poate naşte o legătură durabilă.

Prin adăugarea anumitor argile care conţin apă, cărbunelui de brichetat, rezistenţa brichetului se poate mări, întrucît aceste argile nu fac o legătură cu smoala, dar ele însile au o anumită putere de legare.

Dimpotrivă, între componenţii cărbunelui şi smoală are loc o legătură. Puterea de legare se măreşte simţitor începînd de la cărbunele lucios la cărbunele mat pînă la fuzit. Aceasta pare a se datora formei diferite a suprafeţei exterioare, precum şi spărturii diferite a componenţilor cărbunilor. Cărbunele lucios are o suprafaţă perfect plană şi o spărtură cu muchii ascuţite, pe cînd cărbunele mat şi fuzitul au o suprafaţă mai aspră (zgrunţuroasă), dacă nu chiar poroasă. O participare mai importantă a fuzitului în cărbunele de brichetat poate influenţa totuşi defavorabil alcătuirea sa, deoarece fuzitul se sparge în particule fine numite „ace de fuzit".

Cunoaşterea alcătuirii petrografice a cărbunelui de brichetat dă posibilitatea de a se trage unele concluzii asupra cantităţii de smoală necesară pentru obţinerea unor brichete îndeajuns de solide mai ales pentru cazul cărbunilor cu un grad mic de incarbonizare. Pentru un acelaşi adaos de smoală şi o aceeaşi calitate a acesteia, cercetarea petrografică a cărbunelui de brichetat aduce în multe cazuri o explicare a rezistenţei variabile a brichetelor.

Cercetări asupra cărbunilor cu un grad înalt de incarbonizare au arătat din contra că, la aceşti cărbuni, alcătuirea grăuntelui este mai importantă pentru rezistenţa brichetelor decît calitatea petrografică a cărbunelui de briche-

tat. Fig. 34 ne arată o suprafață lustruită executată dintr-un brichet cu o bună rezistență, la care se observă o repartizare omogenă a granulelor de cărbune.

Cocsificarea

In domeniul cocsificării cărbunilor are o mare importanță compararea rezultatelor cercetărilor fizico-chimice cu cele petrografice.

Valoarea mare a cocsului a arătat nevoia de a se folosi în lipsa cărbunilor veritabili de cocs și cărbuni de alte grade de incarbonizare, cum ar fi cărbunii bogați sau cei săraci în gaze, fie singuri, fie în amestec cu cărbunele de cocs. Pentru cercetarea proprietăților ce deosebesc un cărbune de cocs de alți cărbuni care nu cocsifică, pot fi folosite numeroase procedee fizice sau fizico-chimice. Totuși, nu întotdeauna se poate ajunge pe cale pur chimică să se știe cauzele unei comportări deosebite la cocsificare a cărbunilor diferitelor strate, diferitelor mine sau diferitelor sectoare. In acest scop sînt de o mare importanță cercetările petrografice deoarece ele fac posibilă cunoașterea alcătuirii schimbătoare a cărbunilor după componenți și elemente petrografice. Ele ușurează simțitor interpretarea obiectivă a deosebirilor semnalate pe cale chimică. Este deci util a se cunoaște nu numai comportarea deosebită la cocsificare a diferitelor feluri de cărbuni, dar și aceea a componenților lor.

Componenții cărbunelui : vitritul, claritul, duritul și fuzitul, se pot deosebi mult unul de altul, la unul și același strat, prin gradul lor de incarbonizare, deci prin conținutul în materii volatile. Pentru acest motiv este important a se cunoaște comportarea la cocsificare a componenților petrografici în funcție de gradul de incarbonizare al întregului cărbune.

La huilele de cocs (19—28% materii volatile) vitritul și claritul sînt întotdeauna cocsifiabile singure și de aceea trebuie considerate ca purtătorul cocsifiabilității. Acești doi componenți alcătuiesc deseori cu peste 60—70% partea cea mai importantă din cărbunele de cocs. Din cauza conținutului său în bitumen, claritul dă la cocsificare un randament de produse de cocsificare mai ridicat decît cel al vitritului. Vitritul și claritul huilelor grase (28—35% materii volatile) și cele ale huilelor slabe cu un conținut de materii volatile între 19 și 16% sînt de asemenea cocsifiabile singure, în anumite condiții. Vitritul și claritul huilelor de gaz (35—40% materii volatile) și acele ale huilelor slabe, cu mai puțin de 16% materii volatile sînt întotdeauna singure, necocsificabile. Ele se deosebesc de vitritele și claritele cărbunilor cu gradele de incarbonizare amintite anterior printr-un randament mai ridicat sau mai scăzut al produselor de cocsificare și acționează întotdeauna degresant în cazul adaosului la un cărbune de cocs.

Duritul variază mult în alcătuirea sa, oricare ar fi gradul de incarbonizare, deoarece proporția în masa de bază inertă și corpuri bituminoase poate oscila în limite mari. Duritele foarte inerte acționează întotdeauna degresant oricare ar fi gradul lor de incarbonizare și din cauza conținutului mic de bitumen micșorează randamentul de produse de cocsificare. Din contra, duritele bogate în bitumen ridică acest conținut și ca component al huilelor grase influențează numai fără importanță cocsificarea lor. Cunoașterea alcătuirii fine a structurii duritelor este deosebit de importantă în cazul cînd se amestecă huile cu flacără lungă sau huile de gaz cărbunilor de cocs, deoarece la acești cărbuni puțin incarbonizați deosebirile fizico-chimice între diferitele elemente petrografice sînt mult mai mari în comparație cu cărbunii mai puternic incarbonizați.

Cercetările au arătat că pentru un același grad de incarbonizare posibilitatea ca duritul să servească sau nu ca degresant depinde nu numai de cantitate, ci mai ales de felul duritului, adică de alcătuirea fină a structurii sale. Un durit acționează inert atunci cînd conține multă substanță opacă (micrinit), care la cocsificare rămîne complet inertă.

Fuzitul este inert în ceea ce privește cocsificarea, oricare ar fi gradul de incarbonizare. Studiul microscopic arată că acest component nu suferă nici o schimbare în timpul cocsificării. Drept urmare, participarea sa la randamentul de produse de cocsificare este mică.

Constatarea la care s-a ajuns că fuzitul nu este cocsifiabil, deoarece nu se topește, a dus la concluzia greșită că, în orice situație fuzitul este dăunător pentru cocsificare și trebuie înlăturat fără urme. Fuzitul acționează favorabil asupra rezistenței cocsului, întocmai ca și praful fin de cocs, atunci cînd se află într-o proporție de 3—5% și cînd se găsește fin răspîndit în cărbunele de cocs. Unele cercetări au arătat că dacă un cărbune de cocs are multe elemente care se topesc ușor și pe de altă parte este slab în materii inerte, atunci i se poate adăuga pînă la 12% praf de fuzit, fără ca rezistența sa la sfărîmare să sufere.

Din cele arătate rezultă că pentru cunoașterea modului cum se comportă un cărbune de cocs la cocsificare, pe lîngă gradul de incarbonizare, este important a se ști adevăratul raport al elementelor ce cocsifică față de cele inerte. In cazul cînd într-un cărbune există prea multe materii inerte, cocsul va fi moale, cînd sînt prea puține el va avea multe crăpături. Pentru a înlătura formarea crăpăturilor este necesar ca materia inertă să poată fi pretutindeni eficace și în acest scop ea trebuie să fie pe cît posibil fin răspîndită. Această fină repartiție se obține numai printr-o măcinare cît de fină și astăzi se fac eforturi pentru a se obține la cărbunele de cocs o uniformitate cît

mai mare spre a se înlătura comportarea dezavantajoasă a anumitor clase de grăunți.

Importanța cercetărilor petrografice pentru securitatea minieră

Focuri de mină și halde. Pentru nașterea focurilor de mină și halde erau adeseori considerate periculoase fuzitul și pirita. Cercetările ulterioare au arătat că nu fuzitul ci vitritul are o înclinare deosebită pentru oxidare. Din cauza unei puternice absorbții a oxigenului din aer vitritul este componentul cel mai ușor inflamabil, atît în stratul de cărbune, cît și pretutindeni. Incluziunile minerale, șistul cărbunos, duritul și fuzitul nu au nici o importanță în această privință. Astfel, s-a putut observa că într-unul din stratele care conține fuzit în cantități neobișnuit de mari și vitrit în cantități excepțional de mici, nu s-a ivit niciodată un foc de mină. Observațiile au arătat de asemenea că focurile de mină nu au loc în stratele bogate în durit. Pentru aceasta duritul este prea inert.

Dintre toți componenții cărbunelui vitritul are conținutul cel mai ridicat în humine. Capacitatea de absorbție pentru oxigen și autoinflamarea unui component depind de conținutul său în humine. Pe de altă parte, posibilitățile vitritului de a absorbi oxigenul sînt superioare față de ale celorlalți componenți din cauza crăpăturilor în mare număr care însoțesc acest component. La o urmărire a punctelor focurilor de mină s-a stabilit că numărul cel mai mare al focurilor este o urmare a tectonizării puternice. In aceste zone de tectonizare benzile de cărbune vitritic sînt puternic deranjate de presiune. Benzile de durit mai dure și mai tari sînt influențate mai puțin de presiune, în comparație cu cele de vitrit.

Explozii de praf de cărbune. Petrografia cărbunelui ne pune la dispoziție posibilitatea de a examina alcătuirea prafului fin de cărbune, acolo unde se formează acest praf. In acest scop se întrebuințează suprafețe lustruite executate din praf fin de cărbune, înglobat într-o ceară sau rășină. Printr-o astfel de analiză se pot preciza nu numai dimensiunile granulelor, dar se poate stabili cantitativ participarea diferiților componenți: vitritul, claritul, duritul și fuzitul.

Mai înainte se considera deseori că fuzitul ar fi cauza exploziilor de praf de cărbune. Pe cale microscopică s-a stabilit însă că cele mai adeseori tocmai fuzitul este foarte bogat în cenușă, deoarece structura sa celulară este impregnată cu substanțe minerale. Conținutul mare de cenușă micșorează capacitatea de explozie a unui praf, deoarece acționează diluînd densitatea norului de praf. In afară de aceasta dintre toți componenții cărbunelui, fuzitul posedă cel mai ridicat punct de aprindere. El reprezintă deci acel component care posedă cea mai mică explozibilitate chiar atunci cînd nu are multă cenușă.

Din contra, s-a găsit că dintre toți componenții petrografici, vitritul are punctul de aprindere cel mai scăzut și că praful bogat în vitrit este deosebit de periculos pentru explozii.

Cu ajutorul microscopului se poate stabili cît de bogat în vitrit este un praf de cărbune acumulat undeva, în lucrările subterane. De asemenea, amestecurile cu praf de rocă pot fi cercetate în ceea ce privește cantitatea și uniformitatea repartizării granulelor.

Bibliografie

1. Ghinzburg A. I.: *Varietățile petrografice ale cărbunilor humici.* Analele Romîno-Sovietice, Geologie-Geografie, nr. 6, noiembrie-decembrie, 1951.
2. Jemciujnikov I. A.: *Geologia generală a cărbunilor fosili,* Ugletizdat, 1948.
3. * * *: *Inoarbonizarea și metamorfismul cărbunilor,* Analele Romîno-Sovietice, Geologie-Geografie, nr. 9, mai—iunie, 1952.
4. Mateescu I. D.: *Petrographische Untersuchungen der Kohlenflöze des liassischen Steinkohlenlagers von Anina-Steierdorf im Banat,* Dissertation Freiberg, 1932.
5. Mateescu I. D. și Mantea Șt. I.: *Cercetări petrografice asupra stratelor de cărbuni din Valea Jiului,* Comunicare prezentată celui de-al 15-lea Congres A.G.I.R., 1943.
6. Mateescu I. D.: *Studiul petrografic al cărbunilor din Bazinul Văii Jiului, cu privire specială asupra cărbunilor din regiunea Uricani-Cîmpul lui Neag,* Anuarul Comitetului Geologic, vol. XXIX, 1956.
7. Stach E.: *Lehrbuch der Kohlenmikroskopie,* Band I, 1949.
8. Szàreczky E.: *Szènkézettan* (Petrografia cărbunilor), Budapesta, 1952.

Contribuții în problema măsurării gradului de uniformitate a producției zilnice în întreprinderile miniere

Conf. univ. **Roman Cresin**
Facultatea de economie minieră, Institutul de mine — București

Problema măsurării gradului de uniformitate a producției în industria minieră este o problemă de actualitate care preocupă o seamă de ingineri economiști și statisticieni.

Metodele de calcul propuse în lucrarea de față se dovedesc a fi utile și ele vin să completeze aceeași problemă abordată inițial în Revista Minelor nr. 3 și 4/1956, de colaboratorul nostru I. Teich, economist la Ministerul Minelor.

Rugăm pe cititorii noștri să participe la discuția pe marginea acestei probleme trimițîndu-ne spre publicare părerile lor în legătură cu materialele publicate cu privire la problema ritmicității producției miniere (N.R.).

Însemnătatea unui indicator al uniformității producției industriale

In economia socialistă fiecare întreprindere minieră lucrează pe bază de plan. Pentru a-și putea îndeplini sarcinile ce le revin, întreprinderile miniere trebuie să mobilizeze toate forțele, să-și organizeze în cel mai înalt mod procesul de producție, iar activitatea lor productivă trebuie să se desfășoare în mod uniform, zi de zi, cu aceeași intensitate.

S-a constatat că disciplina în muncă nu este respectată la toate întreprinderile. Sînt încă multe întreprinderi unde, în prima decadă, producția lîncezește după „oboseala" asaltului de la sfîrșitul lunii precedente; în a doua decadă producția zilnică începe să se apropie treptat de cea medie prevăzută în plan și numai spre sfîrșitul lunii, pentru a „compensa" timpul pierdut de la începutul lunii și a asigura îndeplinirea planului lunar, se începe „asaltul" asupra producției; în cursul lunii următoare procesul se repetă cu oarecare variații care nu schimbă tabloul general.

Intreprinderile care practică aceste metode de producție dau dovadă de deficiențe organizatorice. In aceste întreprinderi, în prima jumătate a lunii, capacitatea utilajului este folosită incomplet, timpul de muncă este irosit, productivitatea muncii scade sensibil. In schimb, spre sfîrșitul lunii se face un efort pentru a se asigura îndeplinirea sarcinii de plan. In acest timp, utilajul este supraîncărcat, se amînă orice reparație, oricît de necesară ar fi, iar muncitorii lucrează ore suplimentare. Astfel se fac cheltuieli în plus, care afectează prețul de cost al produsului. Mai mult, acest fel de a lucra duce la masarea producției spre sfîrșitul lunii, ceea ce implică nerespectarea termenelor de livrare a produselor, cauzînd astfel greutăți în muncă altor întreprinderi, provocînd deranjamente în circuitul de producție al economiei naționale.

Din cauza importanței pe care o prezintă menținerea ritmului uniform de producție pentru a asigura îndeplinirea sarcinilor de plan, această problemă a fost pusă pe ordinea de zi a mai multor congrese și conferințe ale cadrelor de conducere [1]. Pe baza rapoartelor prezentate au fost trasate sarcini întreprinderilor industriale, obligîndu-le să lucreze în ritm uniform, fără asalturile de la sfîrșitul lunii.

Astfel, una din principalele cauze ale neîndeplinirii sarcinilor planului de stat o constituie faptul că producția întreprinderii nu se desfășoară într-un ritm uniform în cursul lunii. Partidul a atras în repetate rînduri atenția conducătorilor din economie asupra acestei lipse. Dar, și astăzi încă multe întreprinderi lucrează în asalturi, aproape jumătate din producția lunară fiind efectuată în a treia decadă. Aceasta duce la folosirea incompletă a capacității de producție, la consumul de ore suplimentare, la creșterea rebuturilor și la dezorganizarea muncii întreprinderilor conexe [2].

Și la noi conducerea partidului a arătat că una din cele mai importante sarcini ale colec-

tivelor din întreprinderile industriei socialiste este lichidarea sistemului de muncă „în asalt" şi organizarea îndeplinirii ritmice a planului de producţie [3].

Totuşi, sînt încă multe întreprinderi din ţara noastră care nu lucrează în ritm uniform. Citãm mai jos două exemple:

La întreprinderea „Drapelul Roşu" (Herja) din Baia Mare, în cursul lunii iunie 1955 planul a fost îndeplinit în salturi şi anume:

	Decada I	Decada III
minereu excavat (plan = 100)	82,3%	129,4%
minereu extras (plan = 100)	78,2%	134,7%

Urmărită pe zile, îndeplinirea planului prezintă lipsă de uniformitate şi mai pronunţată, fiind de 140% la minereul extras, 152% la preparare în ultima zi a lunii, pentru ca, în cele trei zile următoare, producţia să scadă la 25—28% din plan [4].

La I.M.S.-Cîmpulung, în luna octombrie 1955, planul de producţie-marfă a fost îndeplinit astfel [5]:

Decada I	Decada II	Decada III
2,7%	22,2%	75,1%

Problema desfăşurării ritmice a activităţii întreprinderilor industriale se leagă strîns de folosirea completă a rezervelor lor interne, deoarece, datorită activităţii reduse din unele perioade ale lunii, parte din capacitatea de producţie a întreprinderii rămîne neutilizată. Dacă însă s-ar urmări atent desfăşurarea zilnică a activităţii, s-ar putea mări capacitatea de producţie a fiecărei întreprinderi. Şi, într-adevăr, datorită dezvoltării întrecerii socialiste, datorită iniţiativei creatoare a muncitorilor şi tehnicienilor, în multe cazuri producţia poate să crească sensibil peste cea fixată prin plan. Cadrelor de conducere le revine sarcina să vegheze ca producţia să fie menţinută la nivelul maxim atins, asigurînd astfel depăşirea planului de producţie şi rectificarea corespunzătoare a sarcinilor de plan pentru perioada următoare.

Măsurarea gradului de uniformitate a activităţii unei întreprinderi industriale revine statisticii industriale.

Problema stabilirii unui astfel de indicator, deşi pusă cu mulţi ani în urmă, nu a fost încă complet rezolvată. Există mai multe propuneri, însă nici una nu a căpătat încă o acceptare generală în practică. De aceea, în momentul de faţă gradul de uniformitate al ritmului de producţie se urmăreşte fie cu ajutorul graficelor zilnice de producţie, fie cu ajutorul unor calcule aproximative.

Datorită lipsei unui indicator al uniformităţii producţiei, care să fie acceptat în mod oficial şi introdus în dările de seamă ale întreprinderilor, întreprinderile nu au criterii pe baza cărora să-şi îmbunătăţească lună de lună ritmul producţiei, nu este posibil să li se impună un anumit „minim de ritmicitate", iar activitatea întreprinderii nu poate fi apreciată şi în funcţie de ritmicitatea producţiei avută în cursul lunii.

Pînă în prezent indicaţiile date la diferite congrese şi conferinţe în problema indicatorului ritmicităţii au rămas sub formă de recomandări. Numai după ce urmărirea şi îndeplinirea indicatorului producţiei ritmice va deveni obligatorie pentru fiecare întreprindere, ca şi îndeplinirea planului producţiei globale şi a altor indicatori principali, se va putea spune că au fost luate măsuri concrete pentru eliminarea asalturilor în producţie atît de dăunătoare desfăşurării planice proporţionale a economiei naţionale.

Stabilirea indicatorului, bazat pe analiza fenomenului cercetat

Baza teoretică şi metoda de stabilire a indicatorului. Stabilirea indicatorului trebuie bazată pe analiza concretă a condiţiilor în care are loc procesul de producţie.

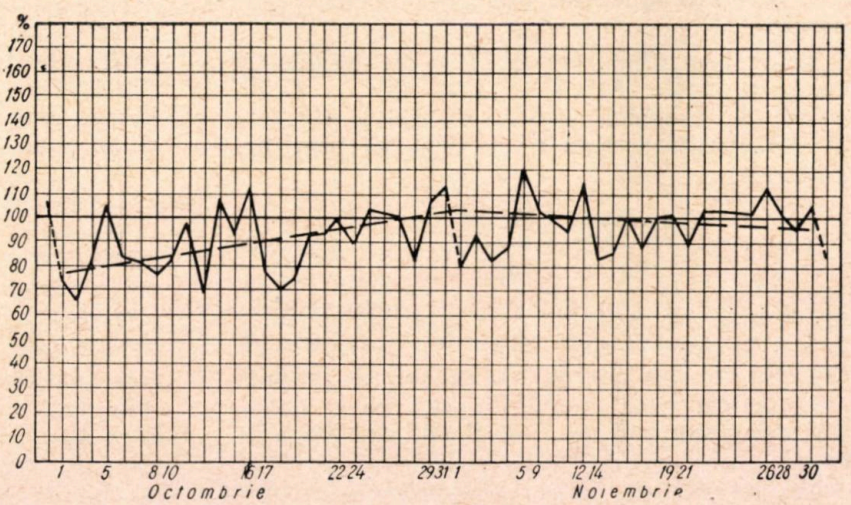
In cadrul economiei socialiste, întreprinderile avînd acelaşi număr de muncitori, aceleaşi norme de producţie, acelaşi utilaj, acelaşi proces tehnologic de producţie, au condiţiile create pentru a-şi putea mări continuu producţia, datorită creşterii productivităţii muncii, mai bunei folosiri a utilajului etc.

Ritmul de creştere va fi uniform în cazul cînd creşterea producţiei din perioadele consecutive (de ex. producţia zilnică) va fi aceeaşi:

$$\frac{q_2-q_1}{q_1} = \frac{q_3-q_2}{q_2} = \cdots = \frac{q_n-q_{n-1}}{q_{n-1}} \qquad (1)$$

In cazul cînd în cursul lunii programul de

Producţia zilnică de cărbune la întreprinderea A indici (Plan 100%)



——— producţia efectivă Fig. 1 — — — producţia ajustată

producție prevede unele schimbări care influențează ritmul de creștere a producției în anumite zile, fie din cauza măririi numărului de muncitori, fie din cauza punerii în funcțiune a unui utilaj nou, schimbării procesului tehnologic, intrării în exploatare a noilor abataje etc., egalitatea (1) nu se va mai verifica pentru anumite termene care corespund cu introducerea măsurilor respective.

Cînd nu se prevede nici o schimbare care să influențeze ritmul uniform al producției din cursul lunii, programul zilnic de producție al întreprinderii poate fi planificat fie același, zi de zi, fie cu o creștere ritmică (cazul mai rar), fie cu o creștere în trepte. Acest din urmă caz este caracteristic pentru creșterea producției pe săptămîni sau decade. Creșterea planului producției în trepte nu trebuie să fie confundată cu creșterea neuniformă a planului de producție, din cauza schimburilor prevăzute în procesul de producție.

Presupunem că sîntem în cazul cînd în cursul lunii nu se prevede nici o schimbare care să influențeze ritmul uniform al producției. În acest caz, planul zilnic va fi proporțional cu creșterea ritmică de la o zi la alta, adică :

$$\frac{q_2^{pl}-q_1^{pl}}{q_1^{pl}} = \frac{q_3^{pl}-q_2^{pl}}{q_2^{pl}} = \cdots \qquad (2)$$

Planul zilnic, calculat de întreprindere în mod mecanic ca uniform, sau în trepte, nu poate fi luat în considerație ca bază de comparație a ritmului efectiv.

Dacă producția efectivă se desfășoară în ritm uniform, avem egalitatea (1), care poate fi scrisă și sub forma :

$$\frac{q_2-q_1}{q_1} - \frac{q_3-q_2}{q_2} = 0 \; ; \quad \frac{q_3-q_2}{q_2} - \frac{q_4-q_3}{q_3} = 0 \text{ etc.} \qquad (3)$$

Cu alte cuvinte, dacă diferențele respective sînt nule, aceasta înseamnă că ritmul se menține uniform în cursul întregii perioade considerate.

Între rapoartele (1) și (2) nu trebuie să existe egalitate. Faptul că producția se desfășoară, de exemplu, într-un ritm mai viu față de cel planificat, ceea ce se exprimă prin inegalitatea :

$$\frac{q_2-q_1}{q_1} > \frac{q_2^{pl}-q_1^{pl}}{q_1^{pl}}, \qquad (4)$$

nu trebuie să influențeze asupra indicatorului de producție uniformă. Diferența de mărime a raporturilor din (4) se va oglindi în producția totală a lunii respective, care va fi egală, mai mare sau mai mică, decît cea prevăzută în plan.

Rezultă deci că, pentru a constata dacă producția la o întreprindere industrială se desfășoară în ritm uniform, este suficient să verificăm relația (3), calculînd diferența :

$$d_3 = \frac{q_3-q_2}{q_2} - \frac{q_2-q_1}{q_1}.$$

Dacă $d_3 \neq 0$ aceasta va semnala că ritmul uniform nu are loc, respectiv producția nu se desfășoară ritmic de la q_1 la q_3.

Pentru a calcula indicatorul respectiv referitor la luna întreagă, va trebui să calculăm un număr de indicatori egal cu numărul termenilor din serie. În consecință, va trebui să introducem în calcul și ultimii doi termeni ai seriei din perioada precedentă. Astfel, vom putea verifica dacă ritmul de producție din prima zi a lunii se menține sau nu la nivelul atins în ultimele zile ale lunii precedente — zilele care în cazul întreprinderilor slab organizate reprezintă „asalt" în producție.

În cazul cînd toți indicatorii au valoarea zero, înseamnă că întreprinderea a lucrat într-un ritm perfect uniform.

În cazul invers, pentru a calcula cît de neuniform a lucrat întreprinderea, vom însuma valorile absolute ale diferențelor d și le vom face media. Rezultatul va fi indicatorul uniformității producției zilnice în perioada respectivă :

$$R_u = \frac{\sum_1^n (d_i)}{n}$$

Reamintim că numărul valorilor lui d este același cu numărul valorilor lui q, ceea ce înseamnă că în calcul este cuprins întregul ciclu lunar al producției, inclusiv ultimii doi termeni ai seriei din luna precedentă.

Eliminarea saltului producției prevăzut în plan. Deocamdată am presupus că ritmul producției zilnice nu este modificat prin planificare, datorită unor schimbări în procesul de producție, în mijlocul lunii. În cazul cînd asemenea schimbări ar avea loc, pentru a reduce acest caz la cazul inițial, va trebui să eliminăm salturile planificate în producția zilnică. Pentru eliminarea salturilor planificate, provocate de luarea unor măsuri concrete (punerea în funcțiune a unui nou utilaj etc.), este suficient să scădem saltul planificat în mărime absolută din valoarea lui d corespunzătoare zilei cînd această măsură a fost introdusă efectiv. Diferența rămasă se va datora cauzelor generale care au existat în cursul întregii perioade considerate.

Trebuie să menționăm că, pentru calcularea indicatorului ritmicității zilnice a producției, nu este important dacă introducerea măsurii care schimbă producția zilnică s-a făcut chiar în ziua prevăzută în plan sau cu întîrziere, deoarece se urmărește numai eliminarea saltului produs de această măsură și nu verificarea îndeplinirii planului.

Corecţia pentru cazul tendinţei descrescînde a producţiei. Se mai ridică problema rezolvării cazului cînd producţia zilnică scade continuu, timp de cîteva zile. Dacă ritmul de scădere este oarecum uniform, d va fi mai mic sau nul şi va da impresia nejustă că în acel interval activitatea productivă s-ar desfăşura în mod ritmic.

Avînd în vedere că în economia socialistă acest calcul trebuie să oglindească creşterea producţiei şi nu scăderea ei, apare necesitatea eliminării posibilităţii de a obţine rezultate satisfăcătoare în cazul cînd producţia din întreprinderea respectivă a scăzut continuu în perioada examinată. În astfel de cazuri d trebuie să fie calculat nu prin scăderea ritmurilor consecutive, ca în cazul ritmului ascendent sau oscilatoriu, ci luînd ca scăzător zero.

Deci, dacă avem trei sau mai mulţi termeni în scăderea continuă, urmează să calculăm d cu ajutorul formulei:

$$d_i = 0 - \frac{q_i - q_{i-1}}{q_{i-1}}.$$

Ar fi fost mai corect să scădem nu din zero, ci din numărul care reprezintă ritmul mediu al seriei. Preferăm însă acest procedeu simplificat din următoarele motive:

— asemenea cazuri sînt destul de rare, deoarece scăderea consecutivă a producţiei zilnice, timp de mai multe zile, ar influenţa negativ producţia globală;

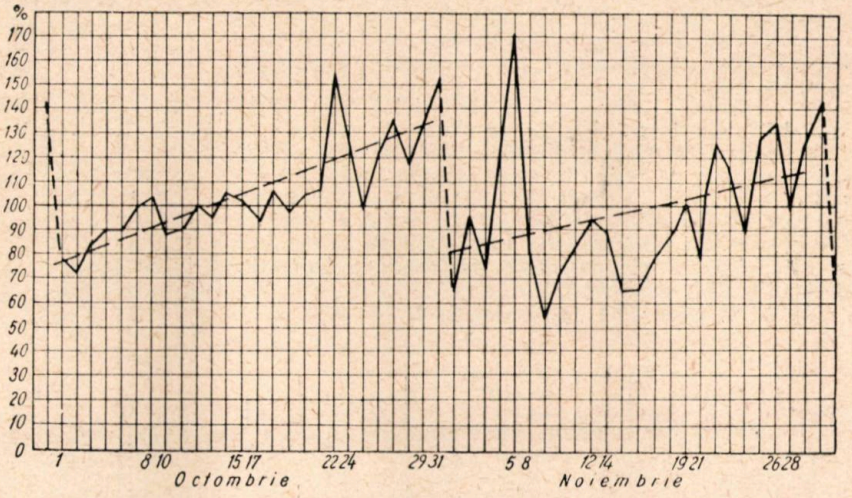
— calculul ritmului mediu prezintă dificultăţi, mai ales în cazul cînd întreprinderea lucrează neuniform, practicînd asaltul producţiei.

Tabela 1

Zile	Producţia zilnică	Diferenţă $q_i - q_{i-1}$	$\frac{q_i - q_{i-1}}{q_{i-1}} \times 100$	$[d]$
1	2	3	4	5
9*)	15*)	+ 3	+ 20,0	
10*)	18*)	— 12	— 66,7	86,7
1	6	— 1	— 16,7	50,0
2	5	+ 2	+ 40,0	56,7
3	7	+ 1	+ 14,3	25,7
4	8	0	0	14,3
5	8	+ 1	+ 12,5	12,5
6	9	+ 2	+ 22,5	9,7
7	11	+ 2	+ 18,2	4,0
8	13	+ 2	+ 15,4	2,8
9	15	+ 3	+ 20,0	4,6
10	18			
			Total	267,0

*) Ultimele 2 zile ale perioadei precedente.

Producţia zilnică de cărbune la întreprinderea B indici (Plan 100%)



——— producţia efectivă Fig. 2 — — — — producţia ajustată

Exemplu practic de calcul al indicatorului propus

Modul de calculare a indicatorului reiese din următorul exemplu (tabela 1).

Calculăm coloana 3 prin scăderea valorii termenilor consecutivi din coloana 2, şi anume:

18—15=3; 6—18= —12; 5—6= —1; etc.

Calculăm coloana 4 prin raportarea diferenţelor obţinute la termenul precedent şi multiplicăm rezultatul cu 100:

(3:15). 100=20,0%; (—12:18) 100= —66,7%; etc.

Calculăm coloana 5 prin scăderea consecutivă a termenilor din coloana 4. Rezultatul se înscrie în valori absolute:

$$d_1 = -66{,}7 - 20{,}0 = -86{,}7$$
$$d_2 = -16{,}7 - (-66{,}7) = -50{,}0 \text{ etc.}$$

Calculăm suma mărimilor absolute ale valorilor înscrise în coloana 5:

$$\sum_{i=1}^{i=n} |d_i| = 267{,}0$$

şi o raportăm la numărul termenilor, pentru a obţine indicatorul:

$$R_u = \frac{267{,}0}{10} = 26{,}7$$

Aceasta înseamnă că, în cursul perioadei considerate, abaterile faţă de ritmul uniform al producţiei reprezintă 26,7 în medie. Dacă ritmul ar fi fost riguros uniform, indicatorul respectiv ar fi fost egal cu zero.

Valoarea atît de ridicată a indicatorului R se datoreşte faptului că în cursul perioadei considerate producţia zilnică creşte de trei ori de la cea înregistrată în prima zi — zi de acalmie după asaltul din ajun — pînă la asaltul perioadei considerate.

Analizînd mai amănunţit desfăşurarea producţiei zilnice din exemplul de faţă, constatăm că la început (primele trei zile):

$$\Sigma d_i = 193{,}0,$$

ceea ce reprezintă aproape 72% din aritmicitatea totală. Aceasta se datoreşte faptului că tocmai în acest interval este cuprinsă scăderea bruscă a producţiei de la nivelul maxim din perioada precedentă, la nivelul minim din perioada curentă.

Valoarea lui d calculată ca diferenţă între ritmul creşterii producţiei din ultimele zile ale lunii precedente şi prima zi a lunii curente, exprimă măsura lipsei

de uniformitate a producției zilnice, care se datorește tocmai scăderii bruște a producției în prima zi a lunii considerate, după asaltul din ultimele zile ale lunii precedente. Vom denumi această valoare *indicatorul asaltului*. În cazul exemplului de mai sus, acest indicator este egal cu 86,7.

În ultimele zile ale perioadei $\Sigma |d_i| = 11,4$ sau 4,3% din total. Aceasta se datorește creșterii relativ uniforme a producției zilnice de la sfîrșitul perioadei. După cum se vede din acest exemplu, urmărirea ritmului pe intervale permite să tragem concluzii asupra variației lui din diferitele porțiuni ale curbei și, deci, să facem corelația între variația ritmicității pe subperioade și alte elemente ale activității productive a întreprinderii, din zilele respective.

Un alt exemplu este dat în tabela 2.

Tabela 2

Zile	Producția		qi- qi-1		(qi- qi-1) în %	[d]
	plan	efectiv	efectiv	recalculat		
1	2	3	4	5	6	7
1	10	10				
2	10	11	1,0	1,0	10,0	5,4
3	10	11,5	0,5	0,5	4,6	0,2
4	12	14	2,5	0,5*)	4,4	2,7
5	12	15	1,0	1,0	7,0	
					Total	8,3

*) 2,5 — 2,0 = 0,5

În acest exemplu avem creșterea planificată a producției zilnice de la 3 la 4 ale lunii, creștere care se oglindește și în seria efectivă a producției.

Pentru a elimina influența saltului planificat, vom recalcula coloana (4) și vom obține coloana (5), cu diferențe rectificate, care vor servi ca bază pentru calculul lui d:

$$R_u = \frac{8,3}{3} = 2,8$$

Aplicarea indicatorului propus pentru măsurarea lipsei de uniformitate a producției din două întreprinderi carbonifere

Verificarea eficienței indicatorului propus rezultă din practică, prin folosirea lui pentru măsurarea gradului de uniformitate a producției zilnice a întreprinderilor.

În acest scop, vom considera producția zilnică a două întreprinderi carbonifere, timp de cîte două luni fiecare și vom măsura ritmicitatea producției lor zilnice (tabelele 3 și 4 și figurile 1 și 2).

Întreprinderile alese sînt întreprinderi relativ mici, în care variațiile producției din diferite sectoare nu pot să se compenseze reciproc.

Rezultatele din tabelele 3 și 4 sînt recapitulate în tabela 5.

Din examinarea acestor rezultate se constată că cele două întreprinderi nu și-au desfășurat activitatea în mod satisfăcător. Întreprinderea A nu și-a îndeplinit planul de producție din luna octombrie, iar producția zilnică a avut oscilații mari. Situația s-a îmbunătățit mult în cursul lunii noiembrie, mai ales în ultima decadă cînd producția zilnică s-a ridicat în medie la 99,5% din plan, iar R s-a redus la 11,6% (tabela 3).

Tabela 3

Calculul gradului de uniformitate a producției zilnice la întreprinderea A în lunile octombrie și noiembrie 1956

zile	Octombrie				zile	Noiembrie			
	Producția	Ritm	[d]	R_u		Producția	Ritm	[d]	R_u
30	106,1	+ 5,0	36,0		31	114,3	+ 5,6	36,5	
1	73,2	—31,0	19,6		1	79,0	—30,9	46,7	
3	64,9	—11,4	36,8		2	91,6	+15,8	26,8	
4	81,4	+25,4	2,7		3	81,5	—11,0	18,6	
5	104,2	+28,1	41,8	21,1	4	87,8	+ 7,7	29,6	27,8
6	82,7	—20,7	18,5		5	120,6	+37,3	51,2	
7	80,9	— 2,2	2,5		9	103,8	—13,9	10,5	
8	77,1	— 4,7	9,6		10	100,4	— 3,4	2,9	
10	80,9	+ 4,9	16,0		11	94,1	— 6,3	29,6	
11	97,8	+20,9	49,6		12	116,0	+23,3	51,7	
12	69,7	—28,7	83,9		14	82,4	—28,4	30,3	
13	108,2	+55,2	69,2		15	84,0	+ 1,9	17,6	
14	93,1	—14,0	33,0		16	100,4	+19,5	32,9	
15	110,8	+19,0	48,3	42,3	17	87,0	—13,4	28,3	27,1
17	78,4	—29,3	19,3		18	100,0	+14,9	13,6	
18	70,6	—10,0	16,8		19	101,3	+ 1,3	13,0	
19	74,5	+ 6,8	18,4		21	89,5	—11,7	27,2	
20	94,4	+25,2	24,8		22	103,4	+15,5	15,5	
21	94,8	+ 0,4	4,1		23	103,3	0	2,5	
22	99,1	+ 4,5	12,2		24	100,8	— 2,5	2,5	
24	90,5	— 8,7	23,1	19,4	25	100,8	0	10,0	11,6
25	103,5	+14,4	16,5		26	110,9	+10,0	18,3	
26	101,3	— 2,1	1,7		28	101,6	— 8,3	1,2	
27	100,9	— 0,4	17,7		29	94,5	— 7,1	15,9	
28	82,7	—18,1	48,9		30	103,8	+ 8,8		
29	108,2	+30,8	25,2						
31	114,3	+ 5,6							
	Total			27,0		Total			21,7

Tabela 4

Calculul gradului de uniformitate a producției zilnice la întreprinderea B în lunile octombrie și noiembrie 1955

zile	Octombrie				zile	Noiembrie			
	Producția	Ritm	[d]	R		Producția	Ritm	[d]	R
30	143,0	+15,6	61,6		31	151,2	+15,9	72,1	
1	78,0	—45,6	37,1		1	66,3	—56,2	101,5	
2	70,6	— 9,5	26,2		2	96,3	+45,3	66,8	
4	82,5	+16,7	8,6	21,3	3	75,6	—21,5	85,4	65,6
5	89,9	+ 8,1	8,3		4	123,9	+63,9	25,6	
6	89,7	— 0,2	9,3		5	171,4	+38,3	90,7	
7	97,9	+ 9,1	4,0		8	81,5	—52,4	18,8	
8	102,9	+ 5,1	19,5		9	54,1	—33,6	64,1	
10	88,1	—14,4	16,8		10	70,6	+30,5	13,0	
11	90,2	+ 2,4	8,1		11	83,0	+17,5	4,7	
12	99,7	+10,5	15,0		12	93,6	+12,8	18,5	
13	95,2	— 4,5	14,6		14	88,3	+ 5,7	21,3	
14	104,8	+10,1	13,5	14,8	15	64,5	—27,0	29,0	17,0
15	101,3	— 3,4	5,0		16	65,8	+ 2,0	17,9	
17	92,8	— 8,4	22,2		17	80,1	+19,8	9,2	
18	105,6	+13,8	22,3		18	88,6	+10,7	4,0	
19	96,6	— 8,5	17,5		18	101,6	+14,7	35,6	
20	105,6	+ 9,0	7,2		21	80,4	—20,9	75,0	
21	107,2	+ 1,8	41,9		22	123,9	+54,1	59,0	
22	154,6	+43,7	69,4		23	117,2	— 5,4	19,3	
24	114,8	—25,7	14,5	25,3	24	88,3	—24,7	70,6	45,0
25	99,7	—13,2	34,5		25	128,9	+45,9	41,9	
26	120,9	+21,3	10,1		26	134,0	+ 4,0	30,4	
27	134,5	+11,2	22,9		28	98,7	—26,4	52,1	
28	118,8	—11,7	21,4		29	124,1	+25,7	11,0	
29	130,5	+ 9,7	6,2		30	142,4	+14,7		
31	151,2	+15,9							
	Total			20,7					41,5

Tabela 5

Indicatorii	Intreprinderea A		Intreprinderea B	
	octombrie	noiembrie	octombrie	noiembrie
Producția (plan =100)	89,8	97,0	104,6	98,4
Indicatorul Ru	27,0	21,7	20,7	41,5
Indicatorul asaltului	36,0	39,5	61,6	72,1

Indicatorul asaltului măsurat după scăderea producției de la începutul lunii (d_1) a rămas aproape neschimbat. Punctul ultim de la sfîrșitul lunii noiembrie lasă să se întrevadă că întreprinderea a făcut eforturi pentru a lichida munca în asalt.

Intreprinderea B, deși și-a îndeplinit planul de producție în cursul lunii octombrie, totuși nu și-a desfășurat ritmic producția zilnică. Asaltul a fost mare. Toți trei indicatorii s-au înrăutățit în cursul lunii noiembrie. Faptul că în luna octombrie producția zilnică a crescut lin, mai ales între zilele 4 și 21, a făcut ca valoarea lui R_u să nu fie prea mare.

Pentru a scoate în evidență superioritatea indicatorului propus, vom calcula și alți indicatori folosiți pentru măsurarea gradului de uniformitate a producției zilnice (tabela 6).

Indicatorii folosiți mai frecvent sînt:

— producția pe decade, exprimată în % din producția lunii respective;

— raportul între producția zilnică maximă înregistrată în *cursul* lunii (producția de vîrf) și cea medie lunară.

In cazul cînd întreprinderea lucrează uniform, producția pe decade trebuie să fie aceeași (33,3%). Dacă, însă, la întreprindere se practică asaltul în producție, atunci în prima decadă vom avea producția scăzută, iar în cea de-a treia, mult mai mare decît 33,3%.

De asemenea, în cazul cînd la întreprindere se înregistrează zilnic exact aceeași producție, atunci nu va exista nici *producție de vîrf*, astfel că producția din orice zi va fi egală cu producția medie lunară (cu condiția ca la întreprinderea respectivă să nu fie urmărită creșterea zi de zi a producției).

Tabela 6

Indicatorii	Intreprinderea A		Intreprinderea B	
	octombrie	noiembrie	octombrie	noiembrie
Producția pe:				
— decada I*)	30,6%	32,4%	28,0%	31,3%
— decada III*)	36,9%	35,1%	40,1%	40,6%
Producția de vîrf media=100	127%	124%	148%	173%

*) în procente din producția lunară

Examinarea valorii acestor indicatori confirmă concluziile obținute pe baza analizei datelor din tabela 5. Astfel, la întreprinderea A diferența dintre producția din prima și cea de-a treia decadă se reduce de la 6,3 la 2,5; de asemenea, se reduce și distanța relativă a celui mai înalt punct al curbei. La întreprinderea B variația decadală este mare; de asemenea și punctul cel mai înalt este în creștere.

De notat că la ambele întreprinderi producția de vîrf din cursul lunii noiembrie se datorește întrecerii în cinstea zilei de 7 Noiembrie.

Analizînd comparativ valorile diferiților indicatori, constatăm că fiecare din ei oglindește anumite aspecte ale lipsei de uniformitate a producției zilnice. Dacă însă, se ridică problema urmăririi sistematice a gradului de uniformitate a producției, superioritatea indicatorului R_u devine evidentă.

Folosirea indicatorului producției de vîrf dă posibilitatea întreprinderii să aibă variații zilnice destul de pronunțate, chiar dacă acestea se vor menține în limitele stabilite de indicator. In schimb, folosirea în acest scop a indicatorului R_u va sili fiecare întreprindere să reducă sistematic variațiile zilnice ale producției, ceea ce va duce totodată și la eliminarea asalturilor de la sfîrșitul lunii.

De la început, pe lîngă indicatorul R_u întreprinderea va trebui să comunice și valoarea lui d_1, pentru a da astfel măsura asaltului. Valoarea lui d_1 va constitui însă un indicator secundar. Mărimea lui va putea deveni neconcludentă, în cazul cînd întreprinderea s-ar îngriji ca asaltul să se termine cu două zile înaintea sfîrșitului lunii.

Măsura reală a variației zilnice a producției va fi dată însă de indicatorul R_u, a cărui valoare este influențată de eforturile făcute de întreprindere zi de zi, pentru a elimina salturile în producție.

Avînd în vedere că la întreprinderile carbonifere uniformitatea perfectă a producției zilnice nu poate fi atinsă decît în cazul cînd se va generaliza în mod integral producția după graficul ciclic, opinăm că deocamdată indicatorul R_u să fie fixat la maximum 10%, cu obligația ca d_1 să nu întreacă 5%.

Față de alți indicatori care urmăresc măsurarea ritmului producției, indicatorul R_u prezintă următoarele avantaje:

a) stabilirea indicatorului este bazată pe analiza fenomenului respectiv;

b) indicatorul înregistrează variația ritmului producției efective ce intervine de la o zi la alta și permite urmărirea zi de zi a acesteia;

c) este sensibil la toate variațiile, în ritmul producției ce intervine în cursul perioadei considerate;

d) ține seamă de ciclul complet al producției din cursul lunii, datorită includerii în calcul și a ultimelor zile din perioada precedentă;

e) ține seamă de modificările ce intervin în producție din cauza schimbărilor prevăzute în plan ;

f) dă rezultate satisfăcătoare, indiferent dacă întreprinderea și-a defalcat sau nu producția lunară pe zile sau dacă programul de producție zilnică a fost stabilit în mod mecanic ;

g) necesită calcule relativ simple — 62 însumări algebrice și 31 împărțiri — pentru a calcula acest indicator pe timp de o lună.

Indicatorul R_u nu oglindește îndeplinirea planului de producție. Aceasta se datorește faptului că indicatorul respectiv este chemat să răspundă la o anumită problemă — problema măsurării gradului de uniformitate a producției zilnice.

De asemenea, nu arată dacă lipsa de uniformitate a producției a avut loc la începutul, mijlocul sau sfîrșitul lunii, dacă se datorește unui singur salt sau variațiilor relativ neînsemnate dar numeroase din cursul întregii luni.

Răspunsul la toate aceste întrebări poate fi obținut numai în cazul cînd se cer date suplimentare, ca : mărirea lui d_1 care măsoară scăderea de la vîrful atins în ultima zi a lunii precedente pînă la producția efectivă din prima zi a lunii curente ; numărul de diferențe care întrec un anumit nivel și explicația cauzelor care au dus la aceasta etc.

Analiza lipsei de uniformitate a producției zilnice poate fi aprofundată cît de mult. Indicatorul R_u dă însă aspectul general al fenomenului, adică măsoară neregularitatea producției zilnice din cursul lunii considerate. Introducerea acestui indicator în dările de seamă va îndruma întreprinderile spre muncă ritmică, va contribui la eliminarea variațiilor în producția zilnică, indiferent dacă au loc la începutul sau sfîrșitul lunii, variații care influențează atît de dăunător desfășurarea activității normale a întreprinderilor.

Concluzii

Utilizarea deplină a capacității de producție a întreprinderilor industriale socialiste, cu scopul de a mări producția fără investiții suplimentare, va fi realizată mai repede dacă întreprinderile vor fi obișnuite să lucreze ritmic.

Urmărirea activității uniforme a întreprinderilor poate fi realizată numai în cazul în care indicatorul respectiv va fi introdus în dările de seamă, acordîndu-i-se aceeași importanță ca și producției globale și indicatorilor similari.

Acest indicator va trebui să fie calculat atît pentru întreprinderi, cît și pentru secțiile principale, iar plata premiilor să fie legată de sarcina realizării unei ritmicități bune în producție. Aceasta va stimula colectivele întreprinderilor să muncească zi de zi tot mai ritmic.

Pe baza materialului ce se va strînge din practica întreprinderilor se va putea stabili mai precis pînă la ce limită se va putea admite lipsa de uniformitate a producției zilnice și apoi, o dată limitele stabilite pe baza experienței întreprinderilor fruntașe, să fie luate măsuri ca și întreprinderile codașe să le urmeze exemplul.

Evident, analiza gradului de uniformitate a producției nu trebuie să se limiteze la calcularea mecanică a indicatorului respectiv. Odată constatată activitatea neuniformă, urmează să fie analizate cauzele care au dus la această situație, să fie examinate măsurile de îndreptare. Ceea ce este clar, este faptul că în cele mai multe cazuri toate cauzele care duc la lipsa de uniformitate în producție se datoresc întreprinderii și întreprinderea este aceea care este obligată să ia măsuri pentru lichidarea lor.

Bibliografie

1. *Rezoluția Conferinței a XVI-a Unională a P.C.U.S.*
2. *Raport ținut la Congresul al XIX-lea al P.C.U.S.*
3. *Directivele Congresului al II-lea al P.M.R.*
4. „Pentru socialism", 27.VII.1955.

Incercări de folosire a hidrocicloanelor în instalațiile de preparare a minereurilor din R.P.R.

Ing. V. Vasilov

Considerații generale asupra funcționării hidrocicloanelor și folosirea acestora în tehnica preparării minereurilor

Modul cum a evoluat tehnica preparării minereurilor în țara noastră în ultimii douăzeci de ani și construirea în anii puterii populare a numeroase uzine de preparare moderne arată în mod vădit că și în această ramură a industriei s-a progresat, în ultima vreme, cu pași mari.

Totuși, ținînd seama de dezvoltarea luată de industria preparării minereurilor, în Uniunea Sovietică și în Statele Unite ale Americii după al doilea război mondial, progresele realizate în țara noastră, în special în ceea ce privește introducerea tehnicii noi, procedeele de preparare a minereurilor și cărbunilor sînt încă insuficiente, neputînd mulțumi pe oamenii de știință și cercetătorii noștri.

Directivele celui de-al doilea Congres al P.M.R., cu privire la cel de-al doilea plan cincinal de dezvoltare a economiei naționale, pe anii 1956—1960, trasează, printre altele, ca sarcini industriei miniere „de a îmbunătăți extracția complexă de metale din minereuri, introducînd reactivi superiori la flotație și modernizînd instalațiile de preparare".

Creșterea productivității muncii și reducerea prețului de cost în această ramură, ca și în toate celelalte, se vor putea realiza prin „introducerea tehnicii înaintate, a tehnicii noi".

Generalități asupra funcționării hidrocicloanelor

Printre aparatele noi care, în ultima vreme, au fost experimentate și introduse în instalațiile de prepararea minereurilor și cărbunilor figurează și hidrociclonul. Acest aparat, datorită multiplelor posibilități de utilizare ce le oferă, a devenit azi una dintre cele mai interesante mașini de preparare, introducerea și folosirea lui la scară industrială reprezentînd un mare pas înainte în modernizarea instalațiilor de preparare.

Procedeele de concentrare pe cale umedă, aplicate în mod curent în prepararea minereurilor, sînt : zețajul, concentrarea pe mase, separarea în lichide grele și flotația. De la măcinare pînă la aplicarea unuia dintre aceste procedee de concentrare trebuie parcurse diferite trepte de clasare, iar de la concentrare la prelucrarea metalurgică este necesar a fi executate operațiuni de îngroșare.

De asemenea, folosirea hidrociclonului ca aparat de concentrare și-a găsit o aplicație consacrată în operațiunile de preparare în medii cu suspensii grele a materialelor cu granulație fină ce nu pot fi prelucrate pe această cale în aparatele obișnuite.

Hidrocicloanele sînt aparate care funcționează pe același principiu ca al cicloanelor folosite pentru captarea prafului. Inițiativa folosirii acestor aparate a pornit în 1939 de la minele olandeze de stat din Limburg, unde hidrocicloanele au fost utilizate ca aparate auxiliare în locul îngroșătoarelor într-o instalație de prepararea cărbunilor prin metoda cu suspensii grele.

Hidrociclonul este format dintr-o piesă cilindrică ce se continuă la partea inferioară cu un con inversat, avînd unghiul la vîrf de 10—20°. Partea cilindrică este prevăzută cu un racord prin care se introduce în aparat tulburarea de alimentare cu o presiune de 0,5—3 at.

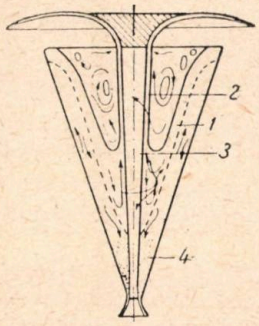


Fig. 1. Schema curenților ce se creează în tulburarea la introdusă în hidroclon: — curenți exteriori de sus în os; 2 — curenți interiori de jos în sus; 3 — coloana de aer; 4 — stratul claselor grobe ce se concentrează lîngă pereți.

Tulburarea intrînd tangențial și cu viteză mare în hidrociclon creează, datorită forțelor centrifuge ce iau naștere, un curent turbionar dirijat de sus în jos, în care particulele mai grele sau mai mari sînt antrenate și proiectate către periferia aparatului. Pe de altă parte, în centrul hidrociclonului ia naștere un alt curent

turbionar, ascendent, în care sînt antrenate particulele mai fine şi mai uşoare (fig. 1).

Particulele de material mai mari sau mai grele se evacuează pe la partea inferioară a aparatului, iar particulele fine sau uşoare se elimină pe la partea lui superioară.

Pentru determinarea productivităţii volumetrice a hidrociclonului literatura de specialitate indică următoarea formulă, dedusă ca ecuaţie de scurgere a fluidului prin orificiul de alimentare:

$$Q = K D d \sqrt{gH},$$

Q este productivitatea volumetrică a hidrociclonului (în revărsare);
D — diametrul hidrociclonului;
d — diametrul orificiului de suprascurgere;
H — presiunea de alimentare;
g — acceleraţia gravitaţiei;
K — coeficient de productivitate, ce caracterizează construcţia ciclonului.

Mărimea coeficientului K nu depinde de mărimea hidrociclonului, diametrul orificiilor de suprascurgere şi evacuare şi presiunea de alimentare, ci depinde, mai ales, de mărimea orificiului de alimentare.

Pentru hidrocicloanele cu diametre de 500, 250 şi 125 mm fabricate în 1955 de către Institutul Mehanobr şi trimise diferitelor întreprinderi, raportul între diametrul orificiului de alimentare şi diametrul ciclonului este 0,15 iar coeficientul K are valoarea 0,75.

Ecuaţia pentru determinarea dimensiunii minime a granulelor ce se separă, dedusă pe baza forţelor ce acţionează în curentul central şi care reprezintă aplicarea formulei lui Stokes în cazul clasării în hidrociclon, are următoarea expresie:

$$\delta = 0{,}75 \frac{d^2 a}{\varphi x} \sqrt{\frac{\pi \mu}{Qh(\rho - \rho_0)}},$$

în care:

δ este dimensiunea minimă a grăunţelor ce se separă;
da — diametrul orificiului de alimentare;
μ — coeficient de viscozitate al tulburelii;
h — înălţimea curentului central;
ρ, ρ_o — densitatea fazelor solidă şi lichidă a tulburelii;
Q — productivitatea volumetrică a hidrociclonului în suprascurgere;
φx — coeficient de schimbare a vitezei periferice (reprezintă raportul între viteza lichidului, la o distanţă de axa ciclonului egală cu raza orificiului de suprascurgere şi viteza lichidului în punctul de alimentare).

Coeficientul de schimbare a vitezei periferice, pentru un anumit hidrociclon, variază în funcţie de diametrul orificiului de suprascurgere, precum şi în funcţie de dimensiunile orificiului de alimentare.

Ecuaţia de mai sus nu ţine seama de greutatea specifică şi granulaţia materialului de alimentare şi nici de diametrul orificiului de evacuare. Această ecuaţie se poate aplica pentru determinarea granulaţiei minime, numai în cazul tulburelilor foarte diluate şi pentru dimensiunea optimă a orificiului de evacuare.

Dimensiunea maximă a particulelor minerale, eliminate în suprascurgerea ciclonului este dată — după Trawinschi — de expresia:

$$d = c \sqrt{\frac{d_1}{D} \cdot \frac{d_2}{D} \times \frac{\sqrt{D}}{\sqrt{P}}},$$

în care:

d_1 este diametrul orificiului de alimentare al aparatului;
d_2 — diametrul orificiului de suprascurgere (vertex);
D — diametrul părţii cilindrice a aparatului;
P — presiunea de regim a hidrociclonului;
c — factor de proporţionalitate care depinde de forma, respectiv conicitatea, hidrociclonului.

Această expresie, dedusă pe cale teoretică, nu este verificată decît pentru domenii restrînse, în majoritatea cazurilor folosindu-se formule empirice, stabilite pe cale experimentală.

Posibilităţile de utilizare a hidrociclonului

Hidrocicloanele de uzină au dimensiuni reduse, în medie diametrul de 350 mm şi înălţimea de cca. 1 m, spaţiul necesar fiind — datorită acestor dimensiuni — extrem de redus. Pe de altă parte, aceste aparate au o capacitate de prelucrare surprinzător de mare faţă de dimensiunile lor, în medie 100 m³ tulbureală pe oră, respectiv 20—25 t material solid pe oră.

Hidrocicloanele se clasifică, după posibilităţile de utilizare, în următoarele grupe:

1. Aparate de îngroşare şi deşlamare.
2. Aparate de clasare.
3. Aparate de concentrare.

Datorită dimensiunilor reduse şi capacităţilor mari de prelucrare, hidrocicloanele se pretează foarte bine a fi utilizate pentru îngroşare şi deşlamare continuă la cantităţi mari de tulbureală. Prin utilizarea hidrocicloanelor cu diametru mic limita de separare a particulelor fine s-a putut coborî la 5—10 microni.

Aplicabilitatea cea mai mare o au la ora actuală hidrocicloanele folosite ca aparate de clasare. Ciclonul clasor oferă posibilitatea unei bune separări pînă la dimensiunea de 20 şi chiar 10 microni care, la capacităţile de prelucrare respective, nu se poate obţine cu vreun alt dispozitiv de clasare.

Hidrociclonul şi-a găsit o altă aplicaţie importantă ca aparat de concentrare propriu-zis. În operaţiunile de concentrare, în medii cu suspensii grele, hidrociclonul permite tratarea pe această cale a cărbunilor mărunţi de 0,5—10 mm, precum şi a minereurilor cu granulaţia cuprinsă între 0,3 şi 8 mm.

Multiplele posibilităţi de folosire a hidrociclonului şi importantele simplificări aduse în uzină prin utilizarea lui au determinat introducerea acestui aparat din ce în ce mai mult, în străinătate, în cele mai variate domenii ale preparării substanţelor minerale cu granulaţie fină şi foarte fină.

Tipuri de hidrocicloane folosite la încercările efectuate în instalaţiile de preparare din regiunea Baia Mare

Caracteristica principală a unui hidrociclon este diametrul exterior al corpului cilindric. Acest diametru variază la diferitele tipuri de hidrociclon de la 150—1 500 mm, iar înălţimea totală a aparatului de la 425—2 200 mm. Tipul cel mai frecvent utilizat este cel cu diametrul de 350 mm, care poate prelucra în medie cca. 100 m³ tulbureală pe oră.

Hidrocicloanele se construiesc din tablă de oţel de 5—10 mm şi se căptuşesc cu plăci de oţel manganos, plăci de cauciuc sau cu material de natura gabrourilor diabazice.

Reglarea condiţiilor de funcţionare a hidrociclonului se face prin schimbarea diametrului tuburilor de suprascurgere, a duzelor de alimentare şi evacuare, precum şi a presiunii şi densităţii tulburelii ce se introduce în ciclon.

La construcţiile noi de hidrocicloane mărimea orificiului de evacuare (apex) poate fi variată chiar în timpul funcţionării hidrociclonului, cu

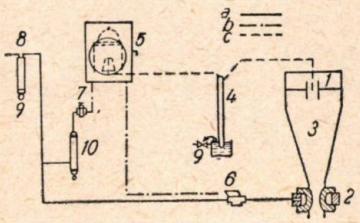


Fig. 2. Schema de reglare automată a hidrocicloanelor. *1* — tubul de control; *2* — inel de cauciuc presat; *3* — hidrociclon; *4* — tub barometric; *5* — aparat de măsurare şi reglare; *6* — supapă pneumatică automată; *7* — regulator de presiune; *8* — conductă de aer comprimat de înaltă presiune; *9* — suprascurgerea apei; *10* — filtru : *a* — aer de înaltă presiune 6,3 at; *b* — aer la presiunea de 2 at; *c* — vacuum.

ajutorul unui dispozitiv cu inel de cauciuc acţionat cu aer comprimat. Acest dispozitiv permite o reglare automată a raportului dintre fracţiunile evacuate în cele două produse (fig 2)

Ca aparate anexă, hidrociclonul este deservit de o pompă de tulbureală care să poată realiza presiuni pînă la 3 at.

În ţara noastră, iniţiativa experimentării hidrociclonului la scară industrială aparţine unui grup de ingineri din regiunea Baia Mare.

Încercările au fost executate cu aparate confecţionate în atelierele Trustului minier Baia-Mare, datele constructive fiind furnizate de literatura de specialitate.

Execuţia primului hidrociclon a fost terminată în luna mărtie 1955. Diametrul cilindrului acestui ciclon era de 150 mm, iar înălţimea de 220 mm. Înălţimea totală a aparatului era de 430 mm. Diametrul orificiului de alimentare era de 30 mm, iar al celui de suprascurgere de 45 mm. La orificiul de evacuare se puteau monta duze de diametre mai mici de 25 mm. În fig. 3 este redată schema hidrociclonului cu diametrul de 150 mm.

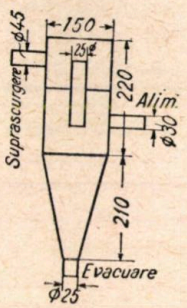


Fig. 3. Schema hidrociclonului cu Ø 150 mm.

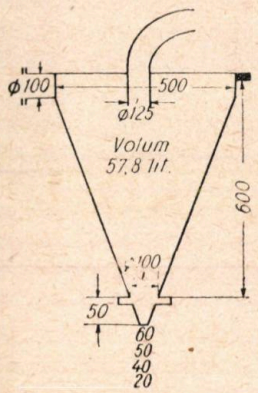


Fig. 4. Hidrociclon cu Ø 500 mm prevăzut cu duze de schimb de diametre diferite.

Tot în cursul aceluiaşi an s-a construit al doilea tip de hidrociclon, cu diametrul de 500 mm. Diametrul orificiului de alimentare era de 100 mm, iar la orificiul de evacuare se puteau monta duze cu diametre ce variau între 60 şi 20 mm. Diametrul tubului de evacuare era de 125 mm. In fig. 4 este redată schema hidrociclonului cu diametrul de 500 mm.

La începutul anului 1956 s-a confecţionat şi al treilea tip de hidrociclon, acesta avînd diametrul de 400 mm. Dimensiunile orificiului de alimentare erau 10 × 100 mm, iar la gura de evacuare se puteau monta duze cu diametrul pînă la 15 mm. În fig. 5 este prezentată schema hidrociclonului cu diametrul de 400 mm.

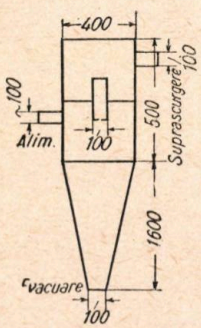


Fig. 5. Schema hidrociclonului cu Ø 400 mm.

Pompele de tulbureală utilizate în încercările de hidrociclonare aveau debite ce variau între 200 şi 300 l/min şi presiuni de cca. 1 at.

Incercări informative de folosire a hidrocicloanelor în instalaţiile de preparare a minereurilor din regiunea Baia Mare

În anii 1955—1956, un colectiv de ingineri au executat în instalaţiile de preparare a I.M. „Petre Gheorghe"-Săsar şi I. M. „Drapelul Roşu"-Herja din regiunea Baia Mare o serie de încercări de folosirea hidrocicloanelor ca aparate de deşlamare, clasare, îngroşare şi concentrare.

Condiţiile de lucru în care au fost executate aceste încercări şi rezultatele obţinute sînt prezentate în cele ce urmează.

Încercări de folosire a hidrociclonului în operaţiuni de deşlamare

Desfăşurarea normală a procesului de flotaţie este mult stînjenită în cazul în care în tulbureală intervin anumite proporţii de mîluri fine. Aceste mîluri se formează fie datorită însăşi naturii minereului, fie în urma supramăcinării suferite de material în moară.

Cercetările făcute în străinătate au arătat că hidrociclonul poate fi folosit cu mult succes în operaţiunile de deşlamare a tulburelilor din instalaţiile de preparare.

Colectivul de ingineri din Baia Mare a executat în luna mai 1956, la flotaţia I. M. „Petre Gheorghe"-Săsar, o serie de încercări de îndepărtarea şlamurilor fine din tulbureală, prin hidrociclonare.

Incercările au fost executate folosindu-se un hidrociclon cu diametrul de 400 mm. Hidrociclonul a fost alimentat cu o pompă cu un debit de 300 l/min, presiunea optimă la care s-a lucrat fiind de 1 at. Dimensiunile gurii de alimentare a hidrociclonului au fost de 10×100 mm, iar diametrul duzei de evacuare (apex) de 15 mm.

Încercările de deşlamare executate în laborator, au arătat că proporţia de mîluri ce se formează în timpul măcinării este de cca. 18%.

Pentru îndepărtarea mîlurilor formate în timpul măcinării s-au făcut, în flotaţia Săsar, o serie de încercări de deşlamare, montîndu-se hidrociclonul între moară şi clasor.

Lucrîndu-se în condiţiile mai sus amintite s-a obţinut o proporţie de cca. 16% mîluri în suprascurgerea hidrociclonului, îndepărtîndu-se astfel cca. 90% din mîlurile formate în timpul măcinării.

De remarcat este faptul că o dată cu şlamurile fine s-a îndepărtat în suprascurgerea hidrociclonului peste 80% din sărurile solubile conţinute în minereu.

In paralel cu încercările de deşlamare amintite mai sus s-a experimentat, în mod cu totul informativ, posibilităţile de îndepărtare, prin hidrociclonare, a reactivilor conţinuţi în concentratele de la flotaţie.

Pentru aceste încercări s-a folosit un hidrociclon cu diametrul de 150 mm. Experimentările s-au făcut cu concentrat piritos de la Capnic şi cu concentrat plumbo-cupros de la Baia Sprie.

Rezultatele obţinute au fost satisfăcătoare, cca. 70% din reactivi fiind îndepărtaţi în suprascurgerea ciclonului.

Încercări de folosirea hidrociclonului ca aparat de clasare

Unele minereuri complexe din ţara noastră prezintă concreşteri atît de strînse între substanţele minerale ce le conţin, încît numai o măcinare foarte înaintată poate realiza dezasocierea acestora. Astfel de minereuri avem la Altîn-Tepe, regiunea Constanţa.

In circuitele obişnuite de măcinare, moară-clasor, nu se poate realiza însă uşor o fineţe înaintată de măcinare, fără a se produce o supramăcinare a materialului ce se prelucrează şi fără a se ajunge la diluţii foarte mari in tulbureala din revărsarea clasorului.

Eficacitatea de clasare a hidrocicloanelor este însă în general mai mare decît a clasoarelor mecanice, aceasta conducînd la o reducere simţitoare a materialului de recircuitare în circuitul de măcinare şi, implicit, la creşterea capacităţii de prelucrare a morilor şi evitarea supramăcinării.

Totodată, trebuie menţionat că în hidrociclon are loc o dată cu procesul de clasare şi o îngroşare a turburelii ce se prelucrează.

Superioritatea hidrociclonului, ca aparat de clasare, asupra clasorului mecanic este probabil că va face posibilă realizarea măcinărilor înaintate fără a produce supramăcinare, la diluţii acceptabile pentru flotaţie.

In luna mai 1956 s-au executat la I. M. „Petre Gheorghe", cîteva încercări de a utiliza hidrociclonul ca aparat de clasare, în circuitul de măcinare.

Incercărileau fost efectuate studiindu-se comparativ, comportarea faţă de cea a clasorului, în circuit închis cu moara.

Măcinarea ce se urmărea a se realiza era: 65% trecere prin sita de 0,075 mm.

Caracteristicile utilajelor folosite la aceste încercări au fost:

— moara:	capacitatea de prelucrare	90—100 t/zi
	dimensiuni	1 800×2 500 mm
— clasorul:	tip	cu greblă, simplex
	dimensiuni	1 220×6 000 mm
— hidrociclonul:	diametrul	400 mm
	dimens. oficiului de aliment.	10×100 mm
	diametrul orificiului de evac.	15 mm
— pompa de tulbureală:	debit	300 l/min
	presiune	0,7 at

În tabela 1 este prezentată compoziţia granulometrică a minereului din alimentarea morii:

Tabela 1

Dimensiunile claselor granulometrice, mm	>40	40–30	30–15	15–10	10–8	8–3	<3
%	0,3	16,6	39,6	13,4	5,4	15,4	9,3

În tabela 2 sînt redate rezultatele obţinute în funcţionarea circuitului moară-clasor, pe de o parte, şi în circuitul moară-hidrociclon, pe de altă parte.

readuce în moară bucăţile mai mari de minereu, astfel ca alimentarea hidrociclonului să fie cît mai uniformă.

Pentru aceste încercări a fost folosit un hidrociclon cu diametrul de 400 mm, orificiul de alimentare avînd dimensiunile 10×100 mm, iar duza de evacuare avînd diametrul de 200 mm. Debitul de alimentare al pompei a fost de 200 l/min, iar presiunea de 0,7—0,8 at.

În tabela 3 sînt prezentate rezultatele obţinute la încercările de folosirea hidrociclonului ca aparat auxiliar clasorului.

Din această tabelă reiese că, prin intercalarea hidrociclonului în circuitul de măcinare, proporţia de 20% material > 0,2 mm din revărsarea clasorului este redusă la numai 4,5% în suprascurgerea hidrociclonului.

Tabela 2

Nr. crt.	Felul produsului	Greut. unui litru de tulbureală, g/l	Solid la litru, g	Sold, în %	Raport solid : lichid	Analiză de site	
						+ 2,0 mm	– 0,075 mm
	Circuit moară-clasor						
1	Evacuarea morii + apă	1 250	350	29	1 : 2,4	36,8	31,2
2	Refuz clasor	2 330	1 785	76	1 : 0,33	46,5	17,0
3	Revărsare clasor	1 190	280	23,5	1 : 3,2	21,8	49,6
	Circuit moară-hidrociclon						
1	Evacuarea morii + apă	1 250	370	29	1 : 2,4	36,8	31,2
2	Prod. îngroşat hidrociclon	2 340	1 875	80	1 : 0,25	74,0	7,0
3	Suprascurgerea hidrociclon	1 185	277	23,3	1 : 3,3	10,0	67,7

Din această tabelă reiese, în mod evident, că în încercările executate eficacitatea de clasare a hidrociclonului a fost mai mare decît a clasorului mecanic, proporţia de material < 0,075 mm din produsul ce se recircuitează fiind, în cazul ciclonului, de numai 7%, faţă de 17% cît era în refuzul clasorului.

Totodată, procentul de material > 0,2 mm era în suprascurgerea hidrociclonului de două ori mai mic decît în revărsarea clasorului.

În anii 1955-1956, s-au executat în instalaţia de flotaţie a I. M. „Petre Gheorghe"-Baia Mare, încercări de utilizarea hidrociclonului ca aparat auxiliar clasorului mecanic, cu scopul de a prelua o parte din sarcina acestuia. Clasorul mecanic cu greblă era folosit mai mult pentru a

Încercări de folosire a hidrociclonului ca aparat de îngroşare şi concentrare

Problema înlocuirii îngroşătoarelor cu hidrocicloane, în instalaţiile de prepararea minereurilor şi cărbunilor, este de o deosebită importanţă, întrucît îngroşătoarele sînt aparate foarte scumpe şi necesită suprafeţe extrem de mari pentru funcţionare.

Încercările de îngroşarea tulburelilor prin hidrociclonare au condus, în general, la rezultate mulţumitoare, obţinîndu-se aproape întotdeauna în produsul de îngroşat pe lîngă îngroşare şi o concentrare în substanţă utilă.

Încercări de utilizarea hidrociclonului ca îngroşător s-au făcut destul de multe în instalaţiile de preparare din regiunea Baia Mare. Redăm, în cele ce urmează, cîteva dintre acestea:

Tabela 3

Nr. crt.	Felul produsului	Greut. unui litru de tulbureală, g/l	Solid la litru, g	Solid, în %	Raport solid: lichid	Analiza de site	
						+ 0,2 mm	– 0,075 mm
1	Revărsarea clasor şi alimentarea hidrociclon.	1 205	317	26,3	1 : 2,8	20	50,8
2	Produsul îngroşat hidrociclon	1 360	540	40	1 : 1,8	23,5	40,2
3	Suprascurgerea hidrociclonului	1 190	277	20	1 : 3,3	4,5	70,5

La I. M. „Petre Gheorghe" s-au executat încercări de îngroşare şi concentrare, prin hidrociclonare.

Aceste încercări au fost efectuate cu un hidrociclon cu diametrul de 400 mm, duza de evacuare (apexul) avînd diametrul de 200 l/min şi o presiune de 0,8 at.

Rezultatele acestor experimentări sînt prezentate în tabela 4.

Hidrociclonul folosit la aceste încercări a avut diametrul de 400 mm.

Concluzii

Utilizarea hidrociclonului în oricare din multiplele sale funcţiuni, reprezintă, în mod neîndoielnic, un real progres în tehnica preparării minereurilor şi cărbunilor.

Tabela 4

Nr. crt.	Felul produsului	Greutatea unui litru de tulbureală, g/l	Solid la litru, g	Solid, în %	Raport solid: lichid	Analiza de site		Conţinut în S, %
						+ 0,2 mm	— 0,075 mm	
1	Revărsarea clasorului şi alimentarea hidrociclon.	1 240	300	24,2	1 : 3	12,0	63,9	16,6
2	Produsul îngroşat hidrociclon	1 890	1 255	66	1 : 0,49	26,5	23,0	19,5
3	Suprascurgerea hidrociclon	1 120	147	13	1 : 6,6	0,5	88,8	13,5

Analizînd datele conţinute în tabelă reiese că în încercările executate s-a obţinut o îngroşare a tulburelii de la diluţia 3 : 1 la diluţia 0,5 : 1 ; totodată, prin hidrociclonare s-a realizat şi o oarecare concentrare în sulfuria materialului, înregistrîndu-se o creştere a conţinutului în sulf de la 16,6% (material de alimentare), la 19,5% (produsul îngroşat).

La instalaţia de flotaţie „Drapelul Roşu"-Herja s-au executat, de asemenea, o serie de încercări de îngroşare prin hidrociclonare cu minereu Herja şi Rodna, ce se prelucrează în mod curent în instalaţie. Încercările au urmărit îngroşarea şi concentrarea în pirită a tulburelii obţinute, după flotarea plumbului şi a zincului, în instalaţia de flotaţie Herja.

Rezultatele acestor încercări sînt redate în tabela 5.

Introducerea acestor aparate în practica instalaţiilor de preparare trebuie să preocupe în cea mai mare măsură pe toţi inginerii şi tehnicienii noştri de specialitate, întrucît folosirea hidrocicloanelor prezintă o serie de avantaje de necontestat.

Aşa de pildă, prin utilizarea hidrocicloanelor se reduce simţitor spaţiul ocupat de agregatele pe care aceste aparate le înlocuiesc (îngroşătoare, clasoare etc.). Confecţionarea cicloanelor este destul de simplă, rapidă şi ieftină, ceea ce permite, în cazuri izolate, a fi considerate în întregime ca piese de schimb. Productivitatea hidrocicloanelor este foarte mare în raport cu volumul lor, ajungînd pînă la 100 m^3/h sau chiar mai mult. Totodată, aceste aparate prezintă avantajul că nu necesită o supraveghere calificată şi sînt uşor de deservit.

Tabela 5

Nr. crt.	Felul produsului	Greutatea unui litru de tulb., g/l	Solid la litru, g	Solid, în %	Raport solid: lichid	Analiza de site		Conţinut în S, %
						+ 0,20 mm	— 0,075 mm	
1	Aliment. hidrociclon cu tulbureală piritoasă	1 190	255	21,5	1 : 3,6	18,8	54,3	17,2
2	Ingroşat obţinut la hidrociclon	2 040	1 416	70,0	1 : 0,44	35,5	16,3	22,4
3	Suprascurgerea hidrociclonului	1 100	155	14,0	1 : 6,1	2,0	80,9	14,9

Din examinarea rezultatelor prezentate în tabela 5, reiese că prin hidrociclonarea sterilului zincos de la flotaţia Herja s-a obţinut o îngroşare a tulburelii de la diluţia 3,6:1 — iniţială —, la diluţia 0,44:1 — finală. O dată cu îngroşarea s-a realizat şi o oarecare concentrare a materialului în pirită, conţinutul în sulf crescînd de la 17,2% (material de alimentare), la 22,4% (produs îngroşat).

Desigur, însă, că introducerea hidrociclonului pe scară industrială pune destule probleme ce nu sînt încă pe deplin rezolvate. Un mare dezavantaj pe care-l prezintă funcţionarea hidrociclonului este uzura foarte rapidă a aparatului. De asemenea, stabilirea regimului optim de funcţionare este destul de anevoioasă, necesitînd multe şi îndelungate încercări, în condiţii de lucru cît mai variate.

Incercările de folosire a hidrocicloanelor în operaţiunile de preparare, executate în regiunea Baia Mare, au fost efectuate în mod sporadic şi la intervale scurte de timp, ele neputînd furniza date concludente spre a se putea trece la introducerea acestor aparate în fluxurile tehnologice ale instalaţiilor noastre de preparare.

Aceste încercări au deci numai caracter informativ, constatările făcute şi rezultatele obţinute permiţînd doar a se întrevedea posibilitatea introducerii hidrocicloanelor în fluxul tehnologic al diferitelor uzine de preparare după ce se vor mai face încă multe încercări sistematice şi de lungă durată.

Bibliografie

1. Povarov A. I.: *Utilizarea hidrocicloanelor în prepararea minereurilor.* Inst. Mehanobr, Moscova, august, 1955.
2. Verigo K. N.: *Folosirea hidrocicloanelor în industria ţărilor capitaliste*, Moscova, august, 1955.
3. Nenarokomov J. F.: *Experienţa adaptării hidrocicloanelor la uzina de preparare din Norilsc*, Moscova, 1955.
4. * * * : *„Zeitschrift für erzbergbau und metallhüttenwesen"*, decembrie 1955 : Intrebuinţarea hidrociclonului în prepararea mecanică a minereurilor.

Mecanizarea procesului de producţie în minele principalelor bazine carbonifere ale U. R. S. S.

Ing. Gh. Gîlă

In cursul lunii martie şi aprilie 1956 un colectiv format din muncitori minieri şi ingineri din cadrul Ministerului Minelor din R.P.R. au vizitat cîteva exploatări carbonifere din U.R.S.S., în legătură cu problema mecanizării.

Sosiţi în Moscova, am fost conduşi la Ministerul Unional al Industriei Cărbunelui unde a fost fixat programul de lucru. La alcătuirea programului s-a ţinut seama de scopul vizitei noastre, adică acela de a vizita minele ale căror condiţii de zăcămînt sînt asemănătoare cu cele ale noastre şi în care procesul de producţie este mecanizat.

Astfel, colectivul a vizitat bazinul Moscovei, Kuzbass şi Donbass. Ni s-a indicat să vizităm şi cîteva instituţii din Moscova, şi anume : Uzina de experimentare a utilajului minier Malahovka, Institutul unional de cercetări ştiinţifice V U G I şi Muzeul politehnic.

Uzina de experimentare a utilajului minier Malahovka. In această uzină se construiesc cele mai noi prototipuri de utilaje miniere cu mecanizare complexă, proiectate de către institutele de proiectare a maşinilor miniere.

După construcţie, prototipul urmează faza de observaţie a maşinii în lucru, în condiţii asemănătoare celor din subteran. Defectele de construcţie constatate se elimină, după care maşina este trimisă la mină pentru a fi experimentată. După ce prototipul experimentat este capabil să realizeze randamentul proiectat se trece la execuţia în serie, în alte fabrici constructoare.

Institutul unional de cercetări ştiinţifice V U G I are sarcina de a studia următoarele probleme : — dezvoltarea bazinelor carbonifere ; — politica de dezvoltare tehnică a industriei carbonifere ; — mărirea productivităţii muncii ; — mecanizarea complexă ; — probleme de automatizare, iluminat şi protecţia muncii.

Institutul V U G I din Moscova are filiale, pe bazine carbonifere, în care se adîncesc problemele de cercetări, la nivelul exploatării şi se rezolvă problemele locale care se ivesc în bazinele carbonifere. Conducerea institutului o are un consiliu ştiinţific, care se întruneşte de două ori pe lună.

Institutul este dotat cu laboratoare, unde se studiază pe probleme şi anume :

— laboratoare pentru elaborarea proiectelor de exploatare şi urmărirea aplicării lor în mine experimentale ;

— laboratoare pentru mecanizarea transportului în subteran şi suprafaţă ;

— laboratoare pentru automatizare, comunicaţii şi luminat ;

— laboratoare pentru economia şi organizarea producţiei ;

— laboratoare pentru geologie minieră ;

— laboratoare pentru lucrări de exploatare la zi ;

— un laborator pentru încercarea metodelor de exploatare pe modele.

Muzeul politehnic. Muzeul are trei pavilioane — minier, petrolifer şi electrotehnic — în care sînt expuse cele mai noi prototipuri de maşini cu capacitate mare de producţie.

După terminarea vizitei la institutele din Moscova arătate mai sus, colectivul nostru şi-a continuat programul de vizitare a principalelor bazine carbonifere.

Bazinul carbonifer Kuznek are o formă de căldare situată între doi masivi muntoşi, zăcămintele fiind localizate în Permian şi Carbonifer. Stratele productive ating probabil adîncimea de 10 km şi se întind pe o suprafaţă de 270 000 km². Rezerva bazinului se apreciază la 450 miliarde t, cuprinzînd 250 strate de cărbuni, a căror grosime însumează 300 m. Stratele de cărbuni sub 0,7 m grosime nu se exploatează. Felul cărbunelui : cărbune brun, huilă, antracit.

Intreg bazinul este condus de către un combinat (direcţie generală) şi legătura cu exploatarea se face prin trusturi, fiecare avînd în subordine cca. 10—17 întreprinderi.

La deschiderea unei mine noi, sovieticii se conduc după următoarele principii :

— mina se deschide şi se pregăteşte după proiect după ce, în prealabil, zăcămîntul a fost bine determinat prin foraje. Orice nepotrivire între situaţia de pe teren şi proiect este corectată la faţa locului de proiectant şi întreprindere ;

— mina nu-şi adînceşte puţurile sau primele lucrări de deschidere pînă nu sînt executate la suprafaţă următoarele lucrări: — racord la linie de înaltă tensiune ; — şosea asfaltată cu legătura la şoseaua naţională ; — complex social administrativ ; — colonie muncitorească ; — club, cinematograf şi magazine pentru alimentarea coloniei ; — instalaţii de prepararea cărbunelui ; — silozuri cu o capacitate de însilozare pentru producţia pe un schimb şi platforma betonată pentru stoc de avarii ; — legătură de cale ferată normală.

In cele ce urmează vom reda cîteva aspecte din viața minelor.

Mina Stalin (Trustul Kuibîşevogoli, oraşul Prokopievsk).

Zăcămîntul aferent minei de cărbuni pe care îl exploatează este situat în trei sinclinale care conțin aceleaşi strate care se repetă. Felul cărbunelui — huilă cocsificabilă cu 8% cenuşă la producția extrasă : grosimea stratelor este constantă pe toată extinderea şi variază de la 0,7 m la 16 m ; înclinarea stratelor de la 20—90°.

Mina este deschisă prin patru puțuri, din care un puț serveşte pentru extracție fiind amenajat cu două compartimente pentru patru schipuri, cu o capacitate de 7 t fiecare.

Randamentul total pe mină, 1,6 t/post.

Mina este organizată pe cinci naioane, cu 32 sectoare şi 44 fronturi de muncă, exploatează 18 strate de cărbune (menționăm că stratele de cărbune sub 0,7 m nu se exploatează, motivul ce ni s-a arătat fiind acela că în astfel de strate „se chinuiesc şi oamenii şi stratul".

Zăcămîntul este deschis prin patru orizonturi : — orizontul 50 pentru aeraj, orizontul 100 şi 200 în lucru, orizontul 300 în pregătire.

Profilul galeriilor variază de la 7,9—14 m² (susținut metalic). Mina fiind în afară de categorie din punct de vedere al metanului, sînt necesare profile mari. In mină se introduc 25 000 m³/min aer.

Metodele de exploatare ce se aplică sînt următoarele :

— abataje frontale în felii orizontale, cu rambleu ;

— abataje frontale pe înclinare, cu extracția ascendentă a feliilor ;

— abataj frontal pe înclinare, cu susținere sistem Cinakal (cu acest sistem se ating randamente mari la tăiere, norma fiind de 62 t/post). Muncitorii sînt aleşi dintre minerii cu calificare înaltă şi înregistrează zilnic depăşiri de normă între 40—50% ;

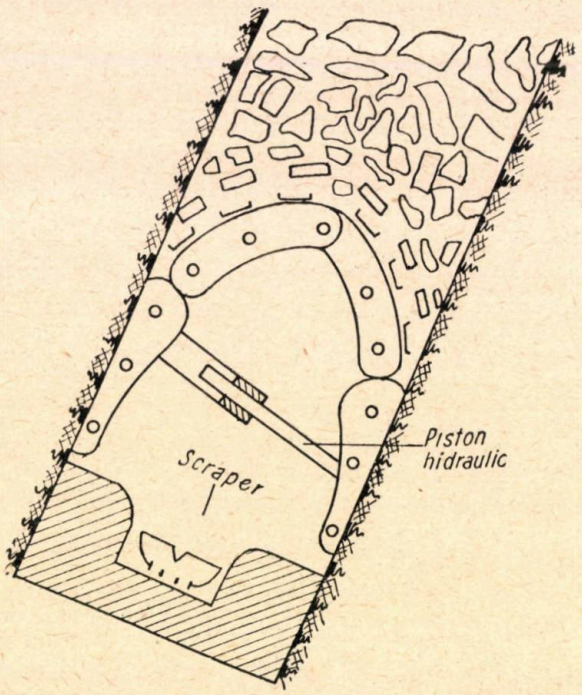


Fig. 1.

— abataje frontale pe înclinare, cu susținere K.V.K.P. Această metodă de exploatare se aplică în stratele de cărbune cu o grosime de 2,60 m şi cu înclinare de 35—65°. Abatajul frontal are o lungime de 60 m şi este prevăzut cu doi suitori săpați cu sondeza de forat suitori S.B.M.-3U (cu această maşină se forează între 25 şi 30 m de suitori pe schimb, cu diametrul inițial 450 mm şi lărgire apoi la 900 mm).

Extragerea cărbunelui se face cu exploziv. In mijlocul stratului de cărbune se lasă un lanț pe care glisează un screper care transportă cărbunele tăiat din pereți în suitoarea în care se coboară producția prin cădere liberă. Screperul este acționat de un troliu electric montat în suitoare.

Cadrul K.V.K.P. este format din două tălpi metalice, care glisează pe culcuşul şi acoperişul stratului de cărbune. Fixarea tălpilor metalice pe culcuş şi acoperiş se face cu cilindrul hidraulic ; tălpile între ele sînt legate cu două brațe în formă de unghi, formînd un scut. Scuturile sînt legate rigid deasupra brațelor cu oțel profil U, aşezat longitudinal. Patru scuturi K.V.K.P. formează o secție care are o lățime de 2,8—3 m ; secțiile în număr de 20 sînt legate între ele cu cabluri (fig. 1).

După ce se avansează pe tot frontul cca. 1,5—2 m, în cilindrii hidraulici se slăbeşte presiunea şi, sub greutatea rocii, întreaga susținere coboară la distanța dorită, unde se fixează apoi prin mărirea presiunii la 150 at.

Echipa unui astfel de abataj este formată din trei înaintători, doi încărcători în galeria de bază şi un artificier. Norma este de 22 t/post.

Mina Kirov. Mina exploatează şase strate de cărbune (huilă cocsificabilă), cu o grosime de 1,2—2,5 m.

Mina este deschisă prin două puțuri : un puț pentru materiale şi personal şi altul dotat cu schipuri de 7 t capacitate.

Transportul în subteran se face cu locomotive cu acumulatoare de 8 t, în trenuri de 15 vagonete a 2 t capacitate. Linia ferată are un ecartament de 900 mm, cu şine de 23,75 kg/m. Galeriile principale de transport sînt iluminate cu tuburi cu luminiscență tip RULA-15 W.

Lucrările de pregătire în cărbune se sapă cu combina Kumenik PKG-2. Maşina constă dintr-un disc tăietor cu diametrul de 2,2 m, care are o mişcare de rotație în jurul axului central ce se fixează în masa de cărbune. Discul este prevăzut cu două bare cu dinți actionate de axe ; fiecare dinte loveşte în masa cărbunelui şi, pînă se roteşte în jurul axului, are timp suficient de răcire. Discul are pentru fiecare bară cîte o cupă care ridică cărbunele dislocat în urma loviriii şi îl varsă pe transportorul cu bandă montat în partea de sus a maşinii. Lungimea transportorului cu bandă de cauciuc este de 14 m.

Mişcarea de avansare a maşinii în cărbune se face automat (hidraulic), cu ajutorul şenilelor de la culcuşul şi acoperişul galeriei excavate. Cu această maşină s-a realizat într-o lună o înaintare în cărbune de 1 012 m, într-o galerie cu profil circular de 3,8 m², fără susținere.

Caracteristicile maşinii : greutate — 10 t, comandă hidraulică care lucrează pînă la 20° ; puterea instalată a motoarelor — 36 kW.

In lucrările de pregătire în steril extragerea se execută cu exploziv, iar încărcarea se face cu maşina de încărcat PPM-4, care a dat cel mai bun randament în lucru şi este foarte mult apreciată de muncitori.

Maşina este construită pe următorul principiu : cupa, în mişcare de avansare către materialul pentru încărcat, se cuplează rigid de brațul maşinii şi, la încărcătura maximă a cupei, maşina are în aşa fel calculat centrul de greutate, încît corpul maşinii stă în echilibru stabil pe senile. Ridicarea cupei se efectuează cu lanțuri calibrate. Deversarea materialului se face pe o bandă de cauciuc de 14 m, sub care pot intra 2 vagonete. Cupa cu brațul are mişcare şi în plan orizontal.

Caracteristicile maşinii : capacitate de lucru — 35 m³/h ; greutate — 8,4 t ; putere instalată — 21 kW ; înălțime de lucru — 2,15 m ; lățime — 1,650 m ; lungimea maşinii — 7,435 m ; capacitatea cupei — 0,23 m³.

Maşina este răspîndită în toate lucrările de înaintare şi se realizează cu ea 120 m/lună, la un profil de săpare de 7,9 m².

Metoda de exploatare. Se lucrează cu abataje frontale cu avansare direcțională, frontul avînd o lungime de 150 m.

Extragerea şi încărcarea în abataj se face cu combina Donbass-1 cu cadru înalt de 2,20 m şi lung de 1,6 m. Incărcarea prin lopătarea în urma combinei este apreciată

la 10% din cărbunele excavat. Cu combina Donbass s-a tăiat o fișie lungă de 80 m în timp de 8 ore.

Susținerea se face în lemn, cu grinzi din jumătate dispuse perpendicular pe front. Dirijarea presiunii rocilor din acoperiș se execută prin surpare, demontînd stivele din stîlpi metalici, dispuse în mănunchi.

Transportul în abataj se execută cu transportorul cu raclete S.K.R., cu două capete de acționare; transportul lemnului în galeriile de cap se face cu transportorul cu raclete S.K.R. reversibil sau cu cablu, ca în fig. 2.

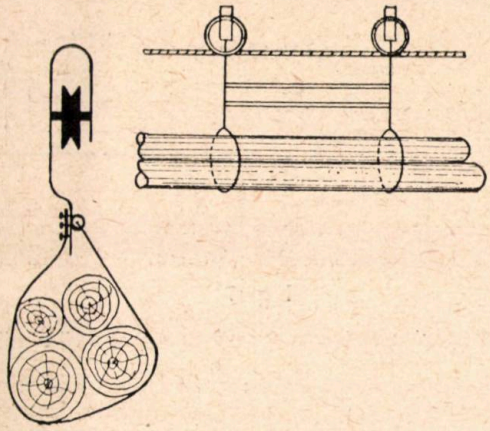


Fig. 2

Bazinul carbonifer al Moscovei. În acest bazin zăcămîntul este format din lignit superior (cărbune brun) cu o putere calorifică de 3 450 kcal/kg. Grosimea stratului — 3—5 m, cu înclinări de 0—12°.

Condițiile de zăcămînt sînt în general ușoare; stratul de cărbune are în acoperiș un banc de 0,4—0,8 m marnă vînătă compactă, după care urmează un banc de 12—18 m nisip umed, fără apă. Pe alocuri în bazin se întîlnesc nisipuri acvifere.

În culcuș stratul are un banc de marnă vînătă compactă de 8—10 m.

Mina nr. 36 — Combinatul Stalinogorsk. Lucrările de pregătire se sapă în cărbune cu combina de înaintări PK-2 M. Profilul de săpare este 6,2 m², cu susținere de formă trapezoidală în lemn de brad.

Combina execută așchierea cărbunelui cu ajutorul a două lanțuri cu cuțite care pătrund pe o adîncime de 2—5 cm în cărbune, începînd de la acoperiș spre culcuș. Lanțurile se mișcă pe două bare fixe ce se pot deplasa în plan orizontal, dînd astfel posibilitatea de a tăia frontul în profilul dorit. Cărbunele așchiat (0—30 mm) este luat de pe vatra galeriei către un transportor cu raclete înclinat, care varsă cărbunele pe o bandă de cauciuc

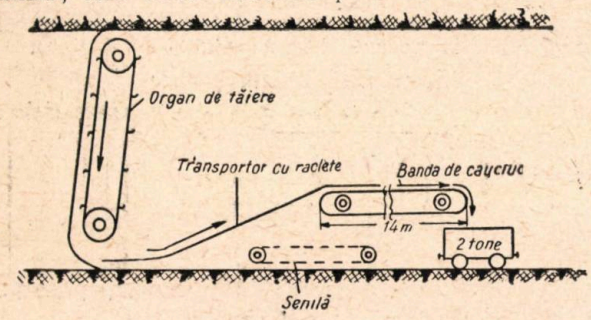


Fig. 3

orizontală și apoi în vagonete metalice de 2 t. Banda de cauciuc se poate lungi, dacă este nevoie să fie introduse mai multe vagonete sub bandă (fig. 3).

Combina este montată pe șenile, iar deplasarea ei la front, pe măsura așchierii cărbunelui, se face automat. Susținerea frontului se face în timp ce se scot și introduc vagonetele goale sub banda de cauciuc a combinei.

Caracteristicile combinei: greutate — 10,2 t; putere — 45 kW. Combina este deservită de trei oameni pe schimb, care execută și susținerea. Realizări medii între 12 și 15 m pe schimb, iar într-o lună record 620 m.

Metoda de exploatare. Se lucrează cu abataje frontale cu avansare direcțională, lungi de 40—60 m; susținerea în lemn, perpendicular pe front.

Extragerea se execută cu haveza GTK-35, KMP și combina Donbass.

Randamentele realizate în abataj sînt: decembrie 1955 — 6,4 t/post; ianuarie 1956 — 6,6 t/post; februarie 1956 — 6,8 t/post.

Transportul în abataj se efectuează cu transportoare ușoare, cu raclele tip ST-6 sau KS-2. Ele funcționează în serie, iar pornirea se face automat, fiind supravegheate de muncitorul care lucrează în galeria de transport la împingătorul electric. Transportul lemnului, al țevilor de aer, al șinelor de cale ferată, cum și evacuarea apelor, se face mecanizat, prin puțuri. Instalația constă din

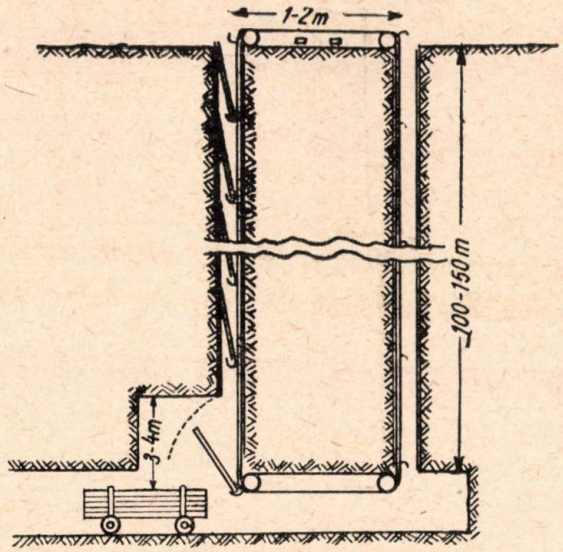


Fig. 4

două puțuri cu diametrul de 300 mm, săpate de la suprafață cu sondeza L.B.S. Aceste puțuri sînt susținute cu tuburi metalice. Distanța între puțuri este de 1,5—2 m și în ele glisează un lanț Gall. Pe lanț, din distanță în distanță (4—5 m), sînt montate niște discuri cu poziția perpendiculară pe lanț. Pe aceste discuri se introduce de la suprafață lemnul de mină sau materialul metalic care, sub greutatea proprie, lasă să coboare lanțul Gall (fig. 4).

Rampa inferioară a unuia din puțuri este înaltă de 4—5 m, astfel încît materialul metalic introdus prin puț pînă la rampă să cadă direct în vagonetul pentru transport. Capacitatea puțului de coborîre a materialului este de 200—250 m, în 24 de ore. Acest sistem de transport al lemnului este indicat la minele unde adîncimea de la suprafață în subteran nu depășește 120 m, iar rocile acoperitoare sînt moi.

Bazinul carbonifer Donbass. Donbassul este cel mai important bazin carbonifer din U.R.S.S. Stratele au o grosime de 0,9—2,8 m, cu înclinări de 12—90°.

Minele vechi din acest bazin au fost deschise de la suprafață prin puțuri. Ele și-au continuat activitatea rațional, prin adîncirea puțurilor și crearea de noi orizonturi, pînă la război cînd au fost părăsite și inundate.

După terminarea războiului necesitatea de cărbune devenind mai mare, s-a trecut la reconstruirea minelor sau la evacuarea apelor. Deoarece era nevoie de deschideri și pregătiri de noi orizonturi, nu s-a mai mers pe adîncîri de puțuri ci, de la baza puțurilor existente, s-au deschis orizonturile noi prin plane înclinate care, uneori, ajung la 1 800—2 400 m lungime.

În acest bazin operațiile de extragerea cărbunelui în abataje frontale sînt mecanizate în cel mai înalt grad, după tehnica cea mai nouă. Astfel, *tăierea și încărcarea*

cărbunelui se face cu combina Donbass, iar susținerea metalică este mutată mecanic.

Mina nr. 8 bis .Trustul Zenzeiaantracit. Stratul de cărbune are 1,2 m grosime și înclinarea de 8°; în culcuș și acoperiș există o marnă compactă. Metoda de exploatare ce se aplică este aceea cu abataj frontal, lung de 130 m.

Extragerea și încărcarea cărbunelui în abataj se efectuează cu combina Donbass, cu cadru, a cărui înălțime corespunde grosimii stratului de cărbune.

Transportul în abataj se execută cu transportorul cu raclete KS-1 (cu două lanțuri calibrate) și două capete de acționare. Acest transportor poate fi montat și în linie frîntă în plan orizontal.

Susținerea se face metalic cu cadrul M.P.K., ce poate fi mutat mecanic. Combina Donbass lucrează în front,

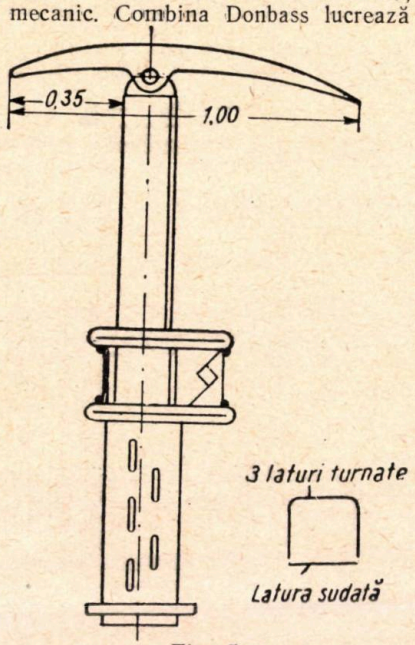


Fig. 5

tăind o fișie adîncă de 1,8 m. Se lasă o distanță de 20 m între combină și mașina de mutat susținerea.

Acest spațiu se susține provizoriu cu stîlpul articulat TS, care este calculat pentru o presiune de 10 t. Stîlpul are o greutate de 7,61 kg pentru înălțimea de 0,7 m și 16 kg pentru înălțimea de 1,3 m. Stîlpul este articulat cu o grindă de 1,35 m, din foaie de arc (fig. 5).

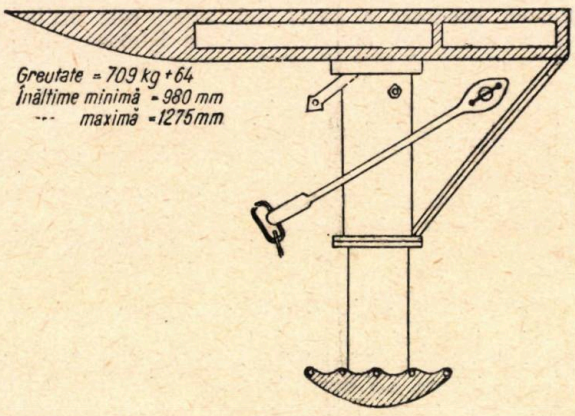


Fig. 6

Cadrul M.P.K. în consolă constă dintr-o grindă metalică lată de 220 mm și lungă de 2 500 mm, articulată cu un stîlp filetat, în care glisează un altul de diametru mai mic, în capul căruia este o emisferă metalică. Pe margine, emisfera metalică are perforate mai multe găuri în care se poate introduce o rangă care rotește stîlpul în filet, pentru a obține înălțimea necesară după mutarea lui. Greutatea unui cadru — **70,9** kg, înălțimea minimă — 980 mm și maximă — 1 275 mm (fig. 6).

Mașina de mutat cadre M.P.K. are dimensiunile unei haveze G.K.T.-35 și este susținută la culcuș pe tălpi de sanie. Mișcarea de avansare se execută cu troliu, ca la haveza G.T.K.-35.

In partea superioară, mașina are un disc acționat de 2 cilindri hidraulici calculați să ridice 10 t, iar în partea

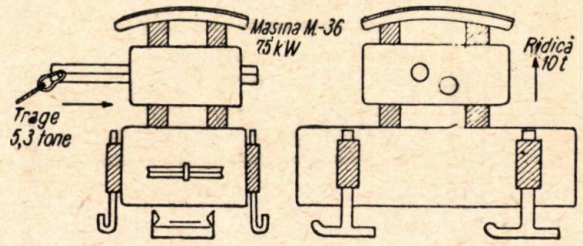


Fig. 7

laterală, mașina mai este dotată cu un al treilea cilindru hidraulic, care poate trage 5,3 t. (fig. 7).

Mașina funcționează astfel: după ce combina Donbass a tăiat fîșia de cărbune, armătorul lovește pana stîlpului metalic și întregul cadru își micșorează înălțimea, rămînînd liber. Același armător cuplează lanțul cilindrului hidraulic al mașinii de stîlpul metalic, pe care-l trage în noua fîșie tăiată de combină.

Imediat ce stîlpul cu grinda în consolă este adus în spațiul excavat, discul hidraulic al mașinii ridică grinda la acoperiș și armătorul bate pana la stîlp pentru a-l în-

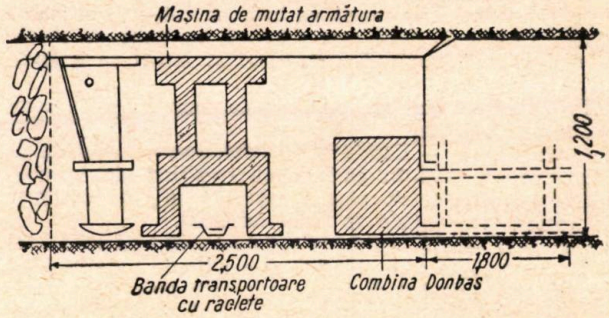


Fig. 8

tări. In cazul cînd stîlpul nu are înălțimea necesară, armătorul introduce ranga în găurile emisferei din capul stîlpului și rotește stîlpul în filet pînă ce ajunge la înălțimea necesară. In timpul acestei operații transportorul funcționează la transportul cărbunelui (fig. 8 și 9).

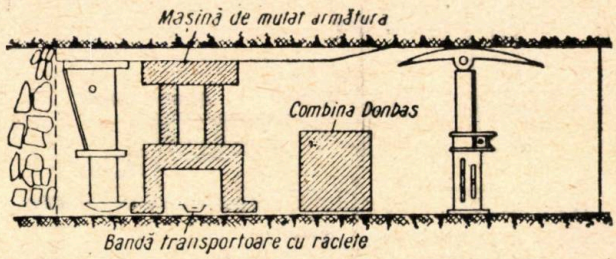


Fig. 9

Operația de mutare a cadrului durează între 2 și 4 minute.

După mutarea cadrului acoperișul se foarfecă imediat în spate.

Intr-un astfel de abataj frontal se extrag între 450 și 500 t pe schimb, cu un randament de 30—34 t/post.

In același bazin, la mina Celuskin, există în fază de experimentare o combină de înaintări S.B.M.-1 pentru

mixte (mixtele sînt formate din antracit şi marne compacte, asemănătoare ca duritate cu marnele noastre din lignit). Maşina execută toate operaţiile lucrărilor de pregătire în mod mecanizat, excavînd un profil de potcoavă, realizat de către organul de tăiere şi freză din talpă, care taie canalul şi profilul necesar traverselor.

Combina S.M.B.-1 constă din: organul de tăiere format dintr-un disc cu diametrul de 3,4 m, care are 3 săgeţi; pe fiecare săgeată (organ de tăiere) sînt 13

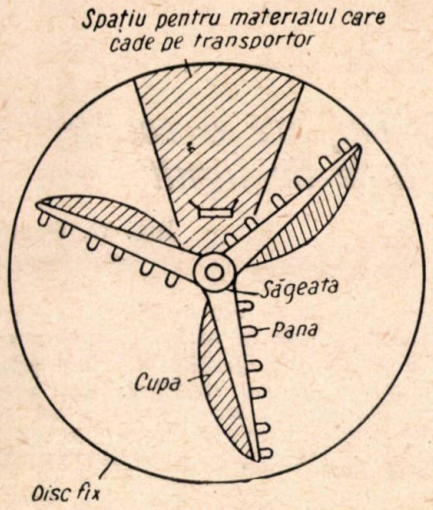


Fig. 10

pene, iar pe fiecare pană sînt fixate cîte 3 cuţite, armate cu aliaj dur. Săgeţile au o mişcare de rotaţie în jurul unui ax şi taie pe tot profilul şanţuri adînci de 5—8 cm (concentrice). Între şanţuri rămîn spaţii de 10—15 cm de rocă netăiată, care este sfărîmată de penele săgeţilor, atunci cînd şanţul depăşeşte 8 cm adîncime (fig. 10).

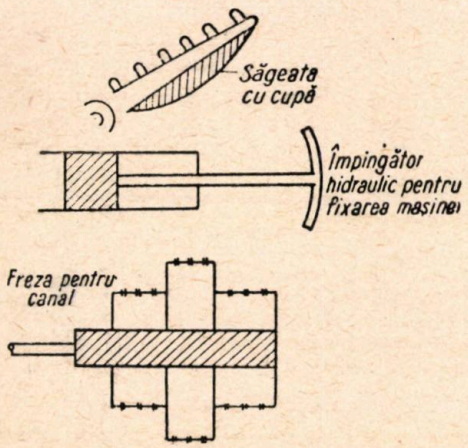


Fig. 11

Materialul rezultat este adus în partea de sus a discului de către cupele fiecărei săgeţi şi deversat pe banda de cauciuc montată deasupra combinei.

Profilul de potcoavă al galeriei, precum şi şanţul sînt realizate de cele 2 freze ale maşinii (fig. 11).

Frezele au mişcări de rotaţie în jurul unui ax şi o mişcare de avansare o dată cu mişcarea discului.

Mişcarea de avansare a combinei se face cu o pompă hidraulică, care împinge uleiul la 100 at în pistoanele de fixarea maşinii de pereţii galeriei. Mişcarea de avansare se realizează cu ajutorul cilindrilor hidraulici montaţi lateral faţă de maşină şi care pot da o mişcare de avansare maşinii pînă la 80 cm (fig. 11 şi 12).

Pentru evitarea producerii prafului în timpul avansării, se stropeşte frontul de lucru cu apă. De asemenea, combina are montaţi un aspirator şi un colector cu sac.

Caracteristicile maşinii: greutate — 30 t; putere instalată — 100 kW. Combina este deservită de şase oameni şi s-au realizat în medie 280 m/lună, iar racordul a fost de 650 m/lună.

Combina S.B.M.-1 are următoarele a v a n t a j e: taie profilul de potcoavă necesar galeriilor susţinute metalic; maşina este condusă de un singur om; elimină operaţiile de puşcare. Ca d e z a v a n t a j e: lucrează în steril de tărie mică; nu are dispozitiv pentru controlul direcţiei şi al pantei; nu are rezolvată problema luptei împotriva prafului din front.

Din cele văzute se pot trage unele învăţăminte ce ar putea fi aplicate şi în mineritul din R.P.R., şi anume:

1. Deschiderea şi pregătirea zăcămîntului aferent unei noi mine să se execute după ce este organizat complexul de la suprafaţă (linie de înaltă tensiune, şosea asfaltată, combinat social, colonie muncitorească, club, cinematograf, instalaţii de sortare, siloz, legătură de cale ferată etc.).

2. Să importăm şi să experimentăm o combină de înaintări P.K.-2 M, care a dat rezultate foarte bune şi

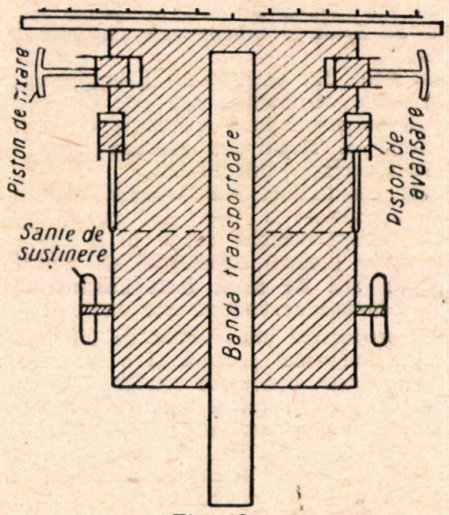


Fig. 12

care lucrează în condiţii geologice asemănătoare zăcămintelor noastre.

3. Să se încerce în minele de lignit puţin adînci din R.P.R. şi să se introducă lemnul în subteran prin puţuri alăturate cu diametrul de 300 mm, prevăzute cu lanţuri Gall.

4. Să se importe maşina de încărcat P.P.M.-4 pentru steril, care funcţionează în fază industrială cu rezultate foarte bune, fiind mult apreciată de muncitori.

In minele din bazinul Kuznеţc, 70% din lucrările de pregătire sînt dotate cu aceste maşini de încărcat.

5. Să se importe maşina de forat suitori S.B.M.-3 U pentru diametrul de 900 mm, cu care se realizează înaintării medii de 20 m pe schimb în cărbune de tărie asemănătoare cărbunelui brun din Valea Jiului.

6. Să se introducă pe scară largă automatizarea pompelor şi automatizarea comenzii transportoarelor montate în serie.

7. Să se adapteze cuplarea rotativă a vagonetelor, pentru a nu mai fi dezlegate la culbutoare.

8. Să se înfiinţeze ateliere de reparat utilaj minier pe direcţii generale, cu fond de schimb pentru utilajele mici (trolii, cratere, pompe, aparataj electric).

9. Să se studieze aerajul suflant şi utilizarea pe scară largă a tuburilor de cauciuc.

10. Să se introducă transportul pe cablu al lemnului în galeriile de cap ale abatajelor frontale.

11. Să se introducă transportoarele cu două capete de acţionare (fără cap de întindere), în cazul abatajelor frontale lungi sau al planelor înclinate colectoare.

Comunicări ale Institutului de Cercetări Miniere

Cercetări asupra proprietăților de umflare a rocilor argiloase și marnoase din minele de lignit

Ing. **O. Dascăl**
Șef laborator

Fenomenul de umflare a rocilor apare în multe mine de cărbuni din R.P.R., dar este în special mai puternic la minele de lignit și anume cele cuprinse în bazinul subcarpatic.

In unele mine din acest bazin (Mărgineanca, Cîmpulung) fenomenul de umflare este atît de puternic, încît galeriile săpate și susținute cu desiș cu cadre octogonale de lemn de stejar sînt distruse uneori în cîteva zile, devenind complet inutilizabile.

In minele din bazinul Mărgineanca, datorită umflării rocilor și în special a celor din culcuș, galeriile se rearmează aproape complet din 6 în 6 luni.

La alte mine (Tebea), fenomenul de umflare declanșază presiuni atît de mari, încît susținerea chiar cu betonite sau bolțari de andezit este distrusă.

Pe lîngă producerea dificultăților de ordin tehnic fenomenul de umflare mai produce și o serie de dezavantaje economice, care conduc la creșterea prețului de cost, creștere ce de foarte multe ori devine prohibitivă. Astfel, consumul de lemn pentru susținerea lucrărilor miniere atinge 80—100 m³/1 000 t cărbune extras. Legată de creșterea consumului de lemn este și creșterea costului de întreținere a acestor lucrări și, în același timp, de scăderea productivității generale a minei.

Durata foarte scurtă de exploatare a galeriilor în limite rațională nu permite dezvoltarea unor mine mari, cu aripi dimensionate în limite economice, conducînd la crearea unor serii întregi de mine mici, cu posibilități foarte reduse de concentrare și mecanizare.

Evitarea, combaterea, respectiv reducerea efectelor cauzate, fenomenului de umflare a rocilor, este condiția exploatării raționale a ligniților, exploatare cu un preț de cost minim, factor care va asigura extinderea utilizării ligniților drept combustibil energetic.

Constatări asupra modului de manifestare a umflării rocilor înconjurătoare excavațiilor miniere

Fenomenele de umflare a rocilor, constatate pînă în prezent în minele noastre de cărbuni, sînt legate aproape în mod exclusiv de prezența formațiunilor argiloase-marnoase și, într-o măsură mai mică, de prezența argilelor și a marnelor nisipoase.

Fenomenul de umflare este întîlnit la zăcăminte aparținînd diverselor vîrste geologice, mai accentuat însă în zăcămintele noastre tinere, terțiare, de vîrstă meotică și daciană. Stratele de cărbuni din aceste formațiuni geologice sînt în general cuprinse între roci necoezive (nisipuri) sau cu coeziune redusă (argile și marne), acoperișul și culcușul direct al acestor strate fiind în general constituite din aceste ultime roci.

Nisipurile sub nivelul hidrostatic sînt saturate de apă, devenind curgătoare în momentul străpungerii lor cu vreo lucrare minieră. Prezența acestor formațiuni acvifere, în imediata apropiere a rocilor argiloase-marnoase, imprimă acestora o umiditate ridicată.

In cele ce urmează se vor descrie cîteva exemple mai caracteristice constatate în minele noastre de cărbuni.

a) *Mina Șotînga.* Manifestările cele mai puternice de umflare a rocilor apar în stratul 2. Acest strat are o grosime de 2,4—2,7 m, cu o înclinare variabilă între 0 și 10°. Manifestările cele mai puternice sînt în talpa galeriei. Din acest motiv, galeriile se plasează imediat sub marna din acoperiș, realizînd astfel un banc protector de cărbune la vatra de 0,4—0,9 m (conform grosimii locale a stratului). In fig. 1 se arată punctat profilul original *A* al unei galerii direcționale în stratul 2 situat la o adîncime de circa 70 m de la suprafață. Galeria a fost armată în cadre octogonale de lemn de stejar Ø 20 cm în desiș. In urma umflării rocilor, profilul s-a redus la cel arătat în linii pline *B*.

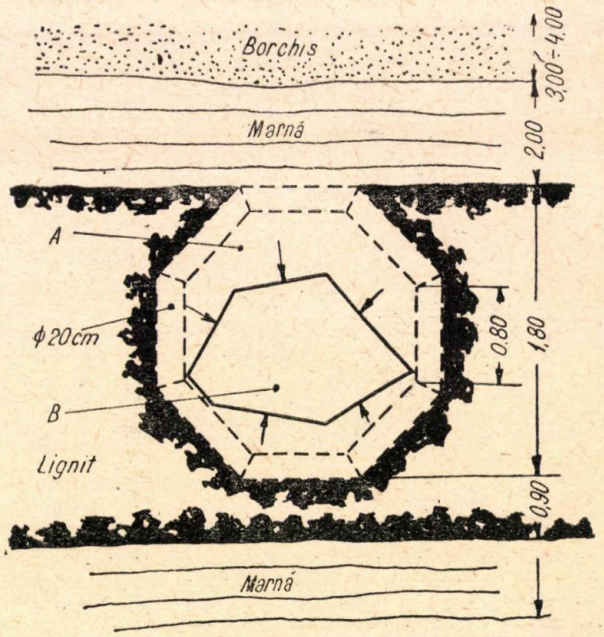


Fig. 1. Galerie susținută în sistem octogonal. Șotînga.

Armăturile octogonale în desiș încep să se rupă după 2—3 zile de la montare; fig. 1 arată situația la 3—4 săptămîni de la montarea susținerii.

Dacă galeria rămîne nearmată, fenomenul de umflare este vizibil la 2—3 ore de la săpare. In primul rînd se rupe vatra, cu toate că are bancul de lignit din vatră de 0,9 m grosime, drept protecție. Lignitul din vatră are unele intercalații subțiri de humă, care, prin umflare,

reduc desigur foarte mult rezistența lignitului. Prin deformarea armăturilor octogonale din vatră se pierde rezistența cadrului și de aceea lăsarea tavanului pare mai accentuată.

Fig. 2 reprezintă o schiță făcută la 10 m de prima Galeria a fost armată aici în profil trapezoidal cu grinda de 1,4 m deschidere cu lemn de stejar Ø 20 cm.

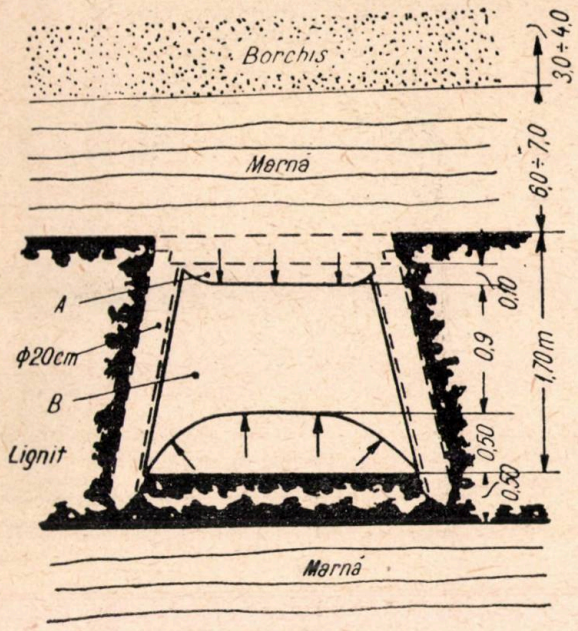


Fig. 2. Galerie susținută în sistem trapezoidal. Șotînga.

După circa 3 săptămîni de la montarea susținerii, profilul s-a redus la cel indicat în linie groasă în schiță. Vatra s-a umflat cu 0,5 m, cu tot bancul de lignit protector (bancul protector avea o grosime de 0,5 m), în timp ce tavanul s-a lăsat numai cu 0,1 m, rupînd grinda. Stîlpii laterali nu s-au rupt; ei au fost doar puțin împinși spre interiorul galeriei. Cazuri de umflare a pereților sînt rare în acest strat.

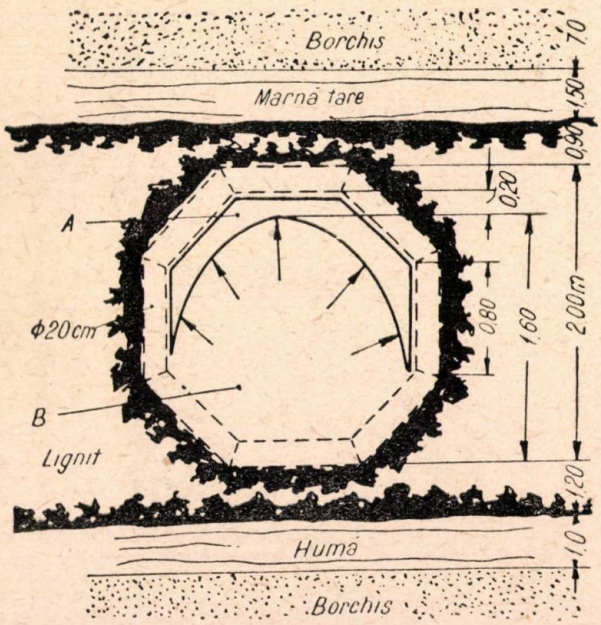


Fig. 3. Galerie susținută în sistem octogonal. Mărgineanca

b) *Mina Mărgineanca.* La această mină manifestările de presiune datorită umflării rocilor sînt și mai puternice decît la Șotînga. Planul înclinat principal al minei, săpat în stratul 2, începînd de la gura minei, este zidit cu bolțari în profil circular (R=1,3 m), iar ultimii circa 50 m sînt armați în lemn. Lucrarea are ca protecție 0,9 m lignit în tavan și 1,2 m în talpă. In acoperiș, deasupra stratului de lignit, se găsește un strat de marnă tare de 1,5 m grosime și apoi un strat de borchiș de 7 m grosime. In culcuș se află un strat de argilă de circa 1 m grosime, sub care apare o formațiune de nisip acvifer (borchiș).

In fig. 3 se redă modul în care s-a deformat profilul planului înclinat în porțiunea armată în lemn de stejar Ø 20 cm, cadre octogonale în desiș. Situația redată în figură este la circa o lună de la săpare. Planul înclinat nu este închis în tot lungul său în aceeași măsură ca în secțiunea din figură, ceea ce ar indica neuniformitatea compoziției și rezistenței rocilor din acoperiș și culcuș.

c) *Mina Tebea.* Stratele de lignit sînt cuprinse între strate de argile marnoase, cărbunele avînd o rezistență mai redusă ca cel din zona subcarpatică. Manifestările de presiune produse de umflarea rocilor înconjurătoare sînt însă mult mai puternice, deoarece nici susținerea în blocuri de beton sau andezit nu rezistă.

In fig. 4 se redă profilul unei galerii duble la oriz. 181, la cca. 140 m adîncime de la suprafață. Susținerea

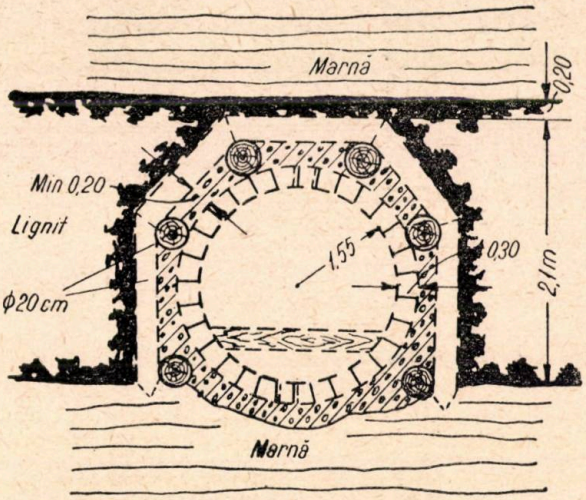


Fig. 4. Galerie susținută în bolțari. Țebea.

s-a făcut în profil circular de 1,55 m rază, cu blocuri de andezit fasonate, de 30 cm grosime, în mortar de ciment (1:2). In spatele zidăriei, spațiul liber s-a um-

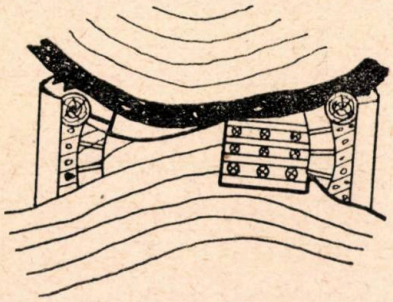


Fig. 5. Deformarea galeriei susținute în bolțari de la mina Țebea.

plut cu beton bătut (1:4). Susținerea provizorie în lemn s-a făcut în profil poligonal deschis, cu lemn de stejar de Ø 20 cm în desiș. După 3—4 săptămîni au început să apară crăpături în zidărie, după care deformarea sus-

ţinerii a progresat foarte rapid, ajungînd după 4 luni la situaţia din fig. 5, unde cu greu se mai poate recunoaşte profilul iniţial. In fig. 6 se redă o fotografie luată în timpul refacerii galeriei respective. Stiva de lemn din dreapta s-a construit pentru a împiedica închiderea completă a galeriei. Remarcăm, că şi în stînga, chiar la noua susţinere poligonală, pentru lărgirea galeriei, sînt rupte cadrele de lemn montate cu 1—2 zile înainte.

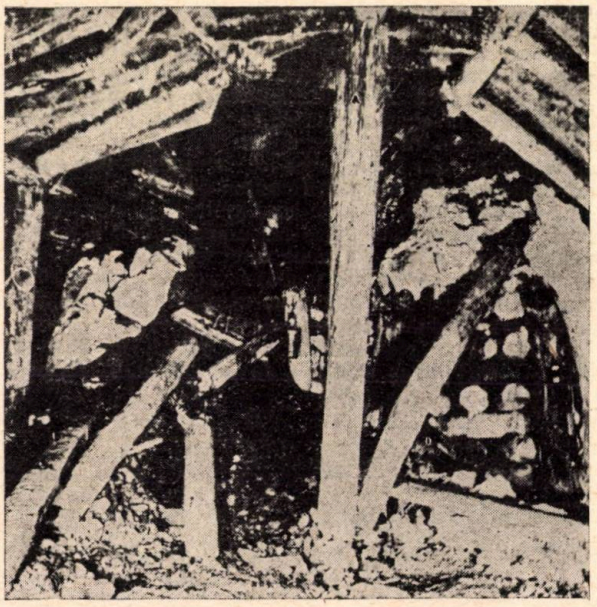


Fig. 6. Deformarea galeriei susţinute în boltari de la mina Ţebea.

Tot pe acest orizont însă, la cca. 20 m depărtare de locul reprezentat în fig. 4, stratul are o înclinare de cca. 15°. Galeria s-a zidit în profil circular cu $R=1{,}3$ m

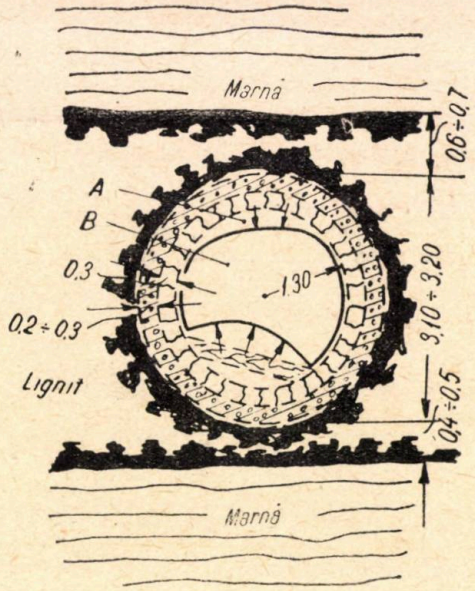


Fig. 7. Galerie susţinută în boltari cu susţinerea provizorie răpită. Ţebea.

(fig. 7), cu blocuri de andezit cioplit de 25 cm grosime; în spatele zidăriei spaţiul liber s-a umplut cu beton bătut (1:4). Nu s-a lăsat lemn în spatele zidăriei. Deformarea susţinerii a început abia după cca. 3 luni de la terminarea lucrării. La cca. 6 luni deformările arată ca în fig. 7 fiind cu mult mai reduse ca în cazul precedent. Pe galerie curge apă cca. 100 l/min.

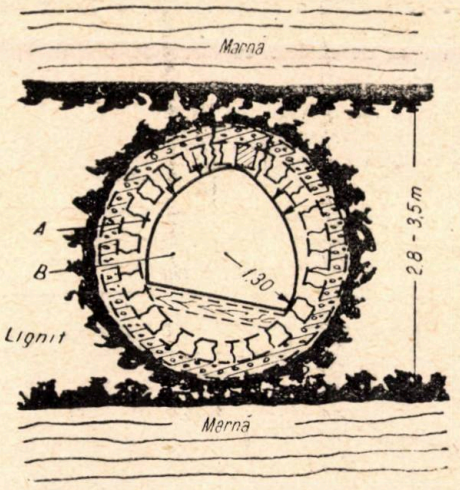


Fig. 8. Galerie susţinută în boltari cu boltari de lemn la cheie. Ţebea.

Pe acelaşi orizont şi aceeaşi galerie, la cca. 80 m de punctul arătat în fig. 7, s-a zidit galeria din fig 8, tot cu blocuri de andezit cioplit de 25 cm grosime, în

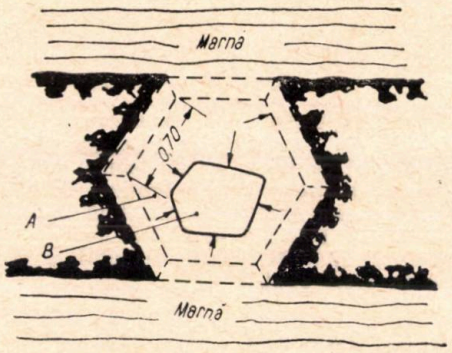


Fig. 9. Suitoare susţinută în sistem octogonal. Ţebea.

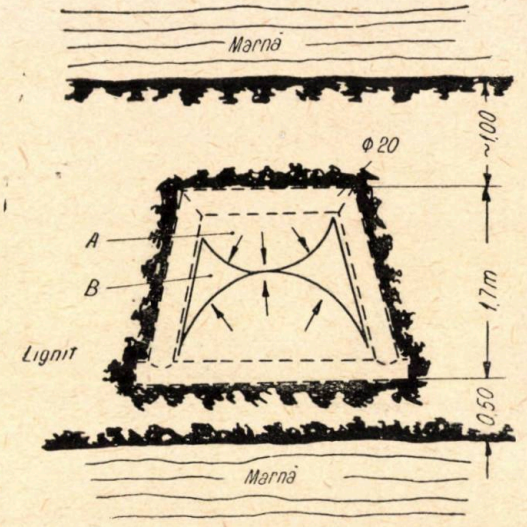


Fig. 10. Suitoare susţinută în sistem trapezoidal închis. Ţebea.

profil circular cu $R=1,3$ m, însă s-a pus un bolţar de lemn chiar la cheia bolţii. In spate s-a umplut cu beton bătut de 0,2—0,3 m grosime. Nu a rămas lemn în spatele zidăriei. După 3 luni, deformările susţinerii arată ca în fig 8 (linie plină).

Bolţarul de lemn de la cheia bolţii nu a ajutat, ci

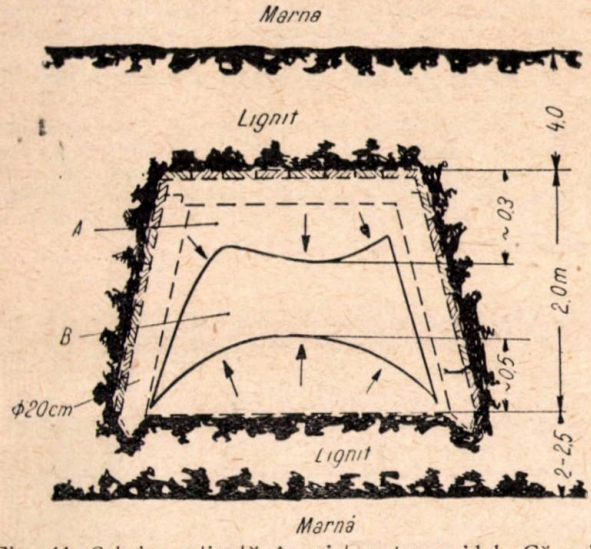


Fig. 11. Galerie susţinută în sistem trapezoidal. Căpeni.

din contră, prin cedarea lui a contribuit la distrugerea echilibrului circular al zidăriei.

La mina Tebea se armează încă în lemn suitorile de profil redus. Astfel, în fig. 9 este reprezentat un sui-

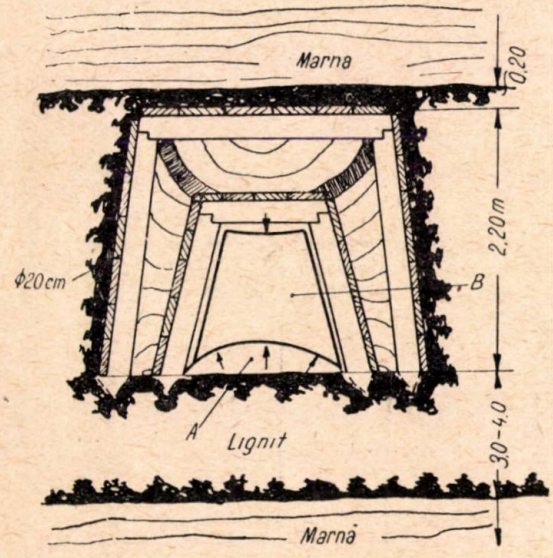


Fig. 12. Deformarea galeriei din fig. 11 după 6 luni.

tor săpat în strat, avînd marnă în tavan şi vatră şi ligniţi în pereţi. S-a armat prima dată în profil exagonal cu latura de 0,7 m, în lemn de stejar Ø 15 cm în desiş. Pe suitor curge puţină apă. Inclinarea suitorului este de 15—18°.

Prima armare exagonală a rezistat 8 luni. S-a rearmat apoi din nou în exagon cu latura de 0,95 m tot în desiş, care a rezistat numai 3 luni. O nouă rearmare, însă în profil octogonal, cu latura de 0,95 m, tot în desiş, a fost distrusă după 2 luni.

Fig. 10 arată un suitor (înclinare tot 15—18°) în acelaşi strat, la cca. 70 m de suitorul din fig. 9. Stratul este mai gros, aşa că rămîne 1 m lignit în tavan şi 0,5 m în vatră. Lucrarea s-a armat cu stejar Ø 20 cm în desiş, profil trapezoidal, cu talpă pe vatră. A rezistat cca. 1 an.

d) *Mina Căpeni*. Presiunea în lucrările miniere, datorită umflării rocilor la această mină, este mult mai mică decît la cele descrise anterior.

Stratul de lignit are intercalaţii argiloase care reduc rezistenţa lui. Armarea se face cu profil trapezoidal deschis şi în cîmpuri de 0,8 m.

In fig. 11 se redă situaţia unei galerii săpate într-un strat gros de lignit (6—9 m), situat la cca. 70 m de la suprafaţă. Lucrarea s-a armat în profil trapezoidal deschis, cu lemn de stejar Ø 20 cm, în cîmpuri de 0,8 m.

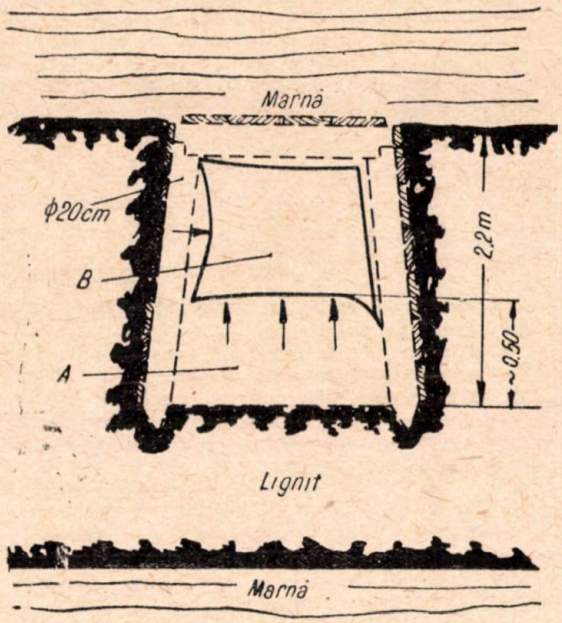


Fig. 13. Galerie susţinută în sistem trapezoidal. Căpeni.

La vatra galeriei s-a lăsat un banc de lignit protector de 2—2,5 m grosime, sub care se află o marnă ce umflă. Deasupra tavanului galeriei rămîn 3,5—4 m lignit, apoi marnă. Deformările arătate în fig. 12 au avut loc la 6 luni de la săparea galeriei. Pe galerie nu curge apă.

In fig. 13 se indică secţiunea unei alte galerii armate trapezoidal în cîmpuri de 0,8 m, unde se manifestă o umflare puternică a vetrei. Galeria este săpată de 6 luni. Lignitul din vatră de 5—6 m grosime nu acordă o protecţie prea mare contra umflării.

★

Fenomenul constatat mai sus nu se limitează numai la aceste exploatări, fiind un fenomen general ce se regăseşte la mai toate exploatările noastre carbonifere, cu un grad mai mult sau mai puţin intens, cauzînd în general dificultăţi peste tot.

Cauzele umflării rocilor înconjurătoare lucrărilor miniere

Cauzele umflării rocilor în excavaţiile miniere, pînă în prezent nu sînt elucidate. O serie de ipoteze, bazate pe observaţiile efectuate pe teren, nu reuşesc să cuprindă fenomenul în toată complexitatea sa, stabilind în general cauzele umflării în condiţiile locale ale observaţiilor efectuate.

Concepţiile moderne asupra cauzelor umflării rocilor se pot grupa în 3 mari categorii:

— umflarea datorită acţiunii presiunii litostatice;

— umflarea datorită diverselor acțiuni fizico-chimico-mineralogice, ce se produc în interiorul masei de roci;
— umflarea datorită acțiunii comune a celor doi factori de mai sus.

In primul caz nu avem de-a face cu o umflare propriu-zisă a rocii, ci, datorită acțiunii presiunii litostatice, rocile înconjurătoare se deformează, trec într-o stare plastică accentuată (stare de curgere), afluînd și pătrunzînd în interiorul excavației miniere. In acest caz, deci, umflarea se datorește unor forțe exterioare care acționează asupra masivului de rocă.

Ipotezele cuprinse în cea de-a doua categorie explică fenomenul de umflare ca un rezultat al acțiunii forțelor interioare (transformări chimico-mineralogice, absorbții de apă, uscări rapide etc.), legate de creșterea volumului de rocă propriu-zis. Mărimile deformațiilor depind de structura mineralogică a rocii, de structura cationilor de schimb, de numărul particulelor de humă ce se găsesc în argilă, de gradul de mineralizare al apelor subterane, precum și de o serie de alți factori.

Umflările de tipul trei (acțiunea simultană a ambilor factori) depind atît de mărimea presiunii litostatice, cît și de particularitățile fizico-chimico-mineralogice ale rocilor respective.

După părerea lui N. V. Sirovatko, umflările cele mai accentuate, întîlnite cel mai des în practică, se încadrează în cea de-a treia categorie.

Din cele de mai sus rezultă că, în general, este impropriu a vorbi de umflarea rocilor, termenul de umflare fiind legat de noțiunea de creștere de volum, fenomenul fiind cauzat de deformația rocilor propriu-zise.

La ora actuală toți cercetătorii sînt de acord asupra faptului că fenomenul de umflare constatat în diverse lucrări miniere este legat de prezența rocilor argiloase-marnoase, iar într-o măsură mai mică de prezența șisturilor argiloase.

In primul caz mărimea deformațiilor și, deci, implicit, mărimea presiunilor declanșate, depinde de mărimea presiunii litostatice și de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor, combaterea fenomenului se poate realiza cu metode obișnuite, utilizîndu-se în acest scop susțineri de construcții și rezistență corespunzătoare.

Combaterea deformațiilor de cel de-al doilea tip constituie o sarcină foarte dificilă cu susțineri obișnuite, iar, uneori, și susținerile speciale nu sînt suficiente pentru a putea constitui o protecție a excavațiilor subterane.

Mult mai dificilă se prezintă problema în cazul deformațiilor de tipul trei. Aceste deformații cresc în timp, măsurile de combatere sînt foarte complicate și tipurile de susținere existente, în majoritatea cazurilor, nu apără excavațiile miniere împotriva distrugerilor.

Cercetările întreprinse pînă în prezent au pus accentul în special pe latura calitativă a fenomenului, caracteristicile cantitative fiind în general prea puțin studiate.

Stabilirea laturii cantitative a fenomenului este însă legată de problemele de combatere. Așa cum s-a arătat mai sus, în cazul deformațiilor de tipul trei, combaterea fenomenului de umflare se poate realiza cu succes prin alegerea, respectiv dimensionarea, corespunzătoare a susținerii. Lipsa elementelor de dimensionare nu a permis pînă în prezent aplicarea cu succes a acestor măsuri de combatere.

Principala dificultate întîmpinată este lipsa unui instrument de calcul, avînd în vedere caracterul net plastic al fenomenului. Utilizarea teoriei elasticității nu este posibilă, iar teoria plasticității, respectiv a mediului friabil, abia în ultimul timp a fost pusă la punct pentru a putea deveni o cale de cercetare.

★

Pe baza celor expuse mai sus, studiul întreprins în cadrul I.C.E.M.I.N. are drept scop următoarele:

a) Stabilirea caracteristicilor fizico-chimico-mineralogico-mecanice ale rocilor predispuse umflării.

b) Stabilirea cauzelor umflării (deformației) rocilor argiloase-marnoase în exploatările noastre carbonifere.

c) Stabilirea măsurilor de combatere a fenomenului de umflare:
— prin acțiuni fizico-chimice;
— prin susțineri corespunzătoare.

Umflarea datorită oricărei cauze, deci cînd este posibil sau nu de a se combate, trebuie cunoscută chiar la proiectare. Este, deci, necesar de a determina pe lîngă cauzele umflării și condițiile care favorizează sau nu fenomenul și, în general, care sînt caracteristicile acelor argile și marne la care va apare umflarea, cînd și în ce grad. Cunoașterea acestor caracteristici va permite și alegerea măsurilor de combatere corespunzătoare, atît pe cale fizico-chimică, cît și prin alegerea și dimensionarea justă a susținerii respective.

Cauzele umflării rocilor argiloase-marnoase în exploatările noastre carbonifere

Interpretarea constatărilor făcute pe teren — ipoteze preliminare. Din analiza preliminară a fenomenelor de umflare a rocilor argiloase-marnoase, constatate în exploatările noastre carbonifere, la prima vedere se pot distinge următoarele două tipuri de umflări (deformații):
— umflări (deformații) datorite acțiunii presiunii litostatice;

Tabela 1

Exploatarea Rezist. la compres.	I. C. Cîmpulung		I. C. Sălaj		I. C. Căpeni		I. C. Derna		I. C. Doicești	
	⊥	∥	⊥	∥	⊥	∥	⊥	∥	⊥	∥
$R_{c_{lignit}}$	210,00	120,00	99,00	60,00	90,00	75,00	95,00	65,00	120,00	80,00
$R_{c_{acoperiș}}$	35,45	42,85	26,90	28,90	16,54	15,10	8,30	3,90	34,00	32,80
$R_{c_{culcuș}}$	46,40	55,00	23,60	25,90	—	—	15,42	—	39,70	39,70
$\frac{R_{c_l}}{R_{c_a}}$	5,90	2,80	3,65	2,10	5,40	5,00	11,40	16,60	3,50	2,40
$\frac{R_{c_l}}{R_{c_c}}$	4,50	2,20	3,85	2,30	—	—	6,10	—	3,00	2,05

— umflări (deformații) datorite acțiunii combinate a presiunii litostatice și influenței factorilor fizico-chimico-mineralogici în interiorul masivului de roci.

Umflările (deformațiile) de primul tip sînt în general caracteristicile zăcămintelor noastre de lignit din Bazinul subcarpatic (Doicești, Cîmpulung etc.), pe cînd cel de-al doilea tip caracterizează zăcămintele noastre mai vechi (Tebea, V. Jiului etc.).

Intr-adevăr, umflările mari constatate în cazul zăcămintelor noastre de lignit din Bazinul subcarpatic sînt caracterizate prin următoarele:

— umflarea (deformația) accentuată se manifestă dinspre talpa lucrării miniere;

— umflarea (deformația) are loc la un interval foarte scurt de la executarea excavației (1—2 zile);

— umflarea (deformația) se produce înainte de a se putea produce transformări fizico-chimice în masivul de roci din culcuș. (Umflarea se manifestă la un timp foarte scurt, cu toate că în talpa galeriei se lasă un banc de cărbuni protector, care oprește venirea în contact a rocii cu apa din galerie sau cu umiditatea din atmosfera subterană).

Analizînd caracteristicile fizico-mecanice ale rocilor înconjurătoare, precum și ale cărbunilor acestor zăcăminte, se constată că rezistența la rupere prin compresiune a lignitului depășește considerabil rezistența la rupere, la compresiune, a rocilor înconjurătoare (acoperiș și culcuș), raportul atingînd cifrele 4—10 (tabela 1).

Dacă la aceasta se mai adaugă și limita de elasticitate ridicată a lignitului și caracterul net plastic al rocilor înconjurătoare, formate în general din argile și marne, rezultă că sub acțiunea presiunii litostatice și în special sub acțiunea presiunilor de reazem (datorită redistribuirii presiunilor) din jurul lucrărilor miniere, rocile înconjurătoare (și în special rocile din culcuș) vor fi acelea care se vor deforma și distruge înaintea cărbunelui.

Acțiunea presiunii asupra acestor roci va avea ca rezultat trecerea lor într-o fază plastică, reducîndu-le viscozitatea și, drept consecință, afluarea rocii către excavația creată.

Fenomenul de umflare (deformare) datorită acestui fapt iese și mai mult în evidență în abatajele frontale (Godeni), unde viteza de umflare poate atinge în unele cazuri pînă la 1,0 m/24 ore.

Fără discuție că, prezența apei (fie apa care se scurge pe galerie, fie apa absorbită din aerul din mină) are o influență dăunătoare prin micșorarea rezistenței mecanice a rocii (argilei sau marnei), precum și prin reducerea limitei de plasticitate.

O interpretare asemănătoare o dă și A. I. Teligorov fenomenului de umflare.

Cercetările ce se vor întreprinde urmează să stabilească în ce mod intervine eventual fenomenul descris de Gersevanov și Terzaghi, care explică umflarea în modul următor:

Umflarea rocilor în jurul excavațiilor miniere se produce din cauză că în jurul excavațiilor subterane apar infiltrații de ape subterane, care înaintează de la masa înconjurătoare spre orificiul creat. Pereții excavațiilor subterane se umflă, iar diametrul excavației se reduce. Dacă pereții excavației se susțin cu o susținere de beton sau piatră, astfel încît să formeze un contact direct cu suprafața rocilor, atunci, în primul timp, susținerea nu va fi supusă la nici un efort. O dată cu trecerea timpului însă, susținerea va fi supusă acțiunii eforturilor transmise de teren. Comprimarea susținerii, la sfîrșitul procesului hidrodinamic, va atinge acea mărime care o dădeau forțele de teren în condițiile stării sale inițiale de echilibru natural.

Admițînd ipoteza umflării, datorită acțiunii presiunii litostatice, Seihet imaginează următorul tablou, fizic posibil, de umflare a masei de roci argiloase-marnoase:

„Inainte de executarea construcției subterane, terenul argilos, în limitele unui strat de grosime anumită, se află într-o anumită stare de tensiune și fiecare cub elementar al său, dispus la o adîncime H de la suprafața pămîntului, suportă tensiuni verticale ($Y_y = H\gamma$) și orizontale ($X_x = Z_z$), care pot fi aflate din condiția:

$$\varepsilon_{xx} = \frac{1}{E}\left[X_x - \mu_o\,(Y_y - Z_z)\right] = 0,$$

în care:

ε_{xx} este deformația în planul paralel cu axa O_x;

E — modulul de elasticitate;

μ — coeficientul lui Poisson (coeficient de presiune laterală).

Condiția de mai sus indică însă lipsa posibilității de deformare a cubului elementar, din cauza interacțiunii masivului lateral.

Inlocuind pe $Y_y = \gamma H$ și scriind $X_x = Z_z$ se obține:

$$X_x = Z_z = \frac{\mu}{1-\mu}\gamma H$$

Se știe, însă, că toate proprietățile speciale ale argilelor (trecerea în stare plastică, umflare etc.) se explică în mare măsură prin particularitățile structurii lor.

Argila se compune din particule minerale flexibile în formă de solzi (scheletul terenului) și din apă, care umple intervalele dintre particule. Coeziunea argilei este condiționată, în acest caz, de întinderea capilară a apei, care se găsește în porii terenului.

In masivul de rocă neatacat, la o mare adîncime de la suprafață, compresia particulelor de rocă nu poate avea loc. O asemenea compresie ar arăta că volumul porilor s-a redus pe seama compresiei apei, ceea ce este în contradicție cu principiul de incompresibilitate al apei. Prin urmare, presiunea rocilor dispuse mai sus este preluată de presiunea hidrostatică a apei din porii argilei, iar argila însăși rămîne necompresibilă.

Insă, imediat ce se va oferi apei o posibilitate de a ieși la suprafață, sub influența presiunii, care este egală cu diferența dintre presiunea exterioară și presiunea hidrostatică din porii terenului, apa va începe să curgă, să filtreze volumul porilor și deci și umiditatea argilei va începe să se reducă, iar presiunea rocilor de deasupra se va muta treptat pe scheletul de teren (particule minerale), provocînd deformația acestuia.

Viteza de transmitere a acestei presiuni depinde, mai ales, de viteza de filtrație a apei din rocă.

In cazul acesta transmiterea presiunii pe particulele minerale de argilă duce la o compresiune a stratului și la mișcarea acestuia spre spațiul excavat. Imediat ce s-a produs compresiunea terenului, mărimea tensiunii orizontale se schimbă și, în lipsa unei susțineri, atinge mărimea presiunii laterale active".

Cel de-al doilea tip de umflare, așa după cum s-a amintit, caracterizează, cel puțin aparent, zăcămintele noastre mai vechi (Tebea, V. Jiului etc.).

Fenomenul de umflare a rocilor argiloase-marnoase în cadrul acestor exploatări, se caracterizează prin următoarele:

— umflarea (deformația) rocilor se manifestă atît din vatră (mai accentuat), cît și din pereți și tavan;

— umflarea (deformația) rocilor se manifestă după trecerea unui timp mai îndelungat (cîteva luni);

— umflarea (deformația) se manifestă cu intensități variabile în funcție de prezența apei sau a aerului umed (cazul galeriilor de bază care, în momentul cînd devin galerii de aeraj — deci circulă prin ele aer cu o umiditate relativ mai ridicată — prezintă manifestații puternice de umflare). (Minele din V. Jiului).

Constatările făcute pe teren permit să se delimiteze net aceste două moduri de manifestare (deformare) a rocilor argiloase-marnoase. Rămîne și în acest ultim caz ca cercetările să ne indice în ce mod intervine influența transformărilor chimico-mineralogice în masa de argilă, transformări care, eventual, ar putea să aibă loc.

Cauzele umflării rocilor în acest al doilea caz se pot explica printr-o serie de ipoteze ce se pot grupa astfel:

A. Umflarea (deformația) rezultată din procese dezvoltate în interiorul masivului de rocă (masivul de rocă considerat ca un sistem închis);

B. Umflarea (deformația) rezultată dintr-un schimb de substanță între masivul de rocă și mediul exterior (masivul de rocă se comportă ca un sistem deschis).

Dintre deformațiile din prima categorie, merită a fi relevate ipotezele:

— migrația apei în pământ, datorită unui gradient de salinitate;

— migrația apei în pământ, datorită procesului de formare a lentilelor de gheață în rocile argiloase (cercetările prof. M. M. Goldstein). Apa adsorbită îngheață mai greu decît apa liberă. De aceea, în jurul particulelor de argilă rămîne o peliculă de apă neînghețată chiar după ce apa liberă din pori a înghețat. Cristalele provenite din înghețarea apei libere tind să fixeze noi molecule de apă pe care le colectează din peliculele neînghețate de apă adsorbită. Astfel, între zonele de rocă înghețată și cele în care nu a pătruns înghețul, apare o diferență de hidratație avînd drept consecință o diferență de presiune osmotică. Această presiune provoacă deplasarea moleculelor de apă dinspre zonele neînghețate, cu pelicule de apă adsorbite mai dezvoltate spre zonele înghețate, unde aceste pelicule s-au subțiat. In consecință, procesul formării lentilelor de gheață în rocă se poate dezvolta exclusiv datorită migrației osmotice a apei peliculare; lentilele de gheață nu se pot forma decît în roci care conțin apă peliculară. Ca ordin de mărime, presiunea osmotică determinată pe diferența de hidratare este de ordinul kg/cm², putînd deci duce la umflări accentuate de roci. Ținînd seama că în condițiile din subteran fenomenul de înghețare în general nu poate avea loc, admiterea acestei ipoteze cade;

— migrația apei în pământ datorită procesului electro-osmotic. Sub acțiunea unui gradient de potențial electric, contraionii stratului difuz al complexului de absorbție se pun în mișcare, antrenînd cu ei moleculele de apă orientate. Acest proces se poate dezvolta în interiorul pământului ca într-un sistem închis, fără schimb de substanță cu exteriorul.

Cele trei procese descrise mai sus se deosebesc între ele prin cauzele care le produc:

— în primul caz avem de-a face cu un gradient de salinitate, în al doilea cu un gradient de temperatură, iar, în cel de-al treilea, cu un gradient electric;

— procesele respective sînt provocate de deranjarea echilibrului în interiorul complexului de absorbție al particulelor de argilă și tind să restabilească acest echilibru;

— cele trei procese constau în migrația osmotică a moleculelor de apă peliculară și a contraionilor complexului de adsorbție;

— toate cele trei procese se dezvoltă în interiorul masivului de pământ ca într-un sistem închis, fără schimb de substanțe cu mediul exterior;

— procesele respective provoacă apariția în interiorul masivului de pământ a unui curent de apă, duc la schimbarea repartiției umidității în interiorul masivului, au ca urmare deformații de volum de tipul umflării și contracția.

O altă ipoteză asupra cauzelor umflării (deformației) rocilor, care se referă la masivele de pământ considerate ca medii închise, o constituie deformațiile produse de faza gazoasă din rocă. Astfel de deformații se produc mai ales în masivele de roci situate la adîncimi, ca urmare a schimbării stării de tensiune datorită executării lucrărilor miniere. Gersevanov pornește de la ipoteza că rocile saturate cu apă, scoase de sub încărcarea în care se găseau în pământ, trec în stare trifazică ca urmare a dezvoltării de vapori de apă și separării gazelor care se găseau dizolvate în apa din pământ.

Dintre ipotezele care stau la baza deformațiilor din cea de-a doua categorie, merită a fi relevată numai ipoteza absorbției de apă din aerul care circulă prin lucrarea minieră sau chiar din apa ce se scurge pe galerie. Această absorbție conduce la o creștere a umidității și deci la umflare.

Rezultatele cercetărilor întreprinse în cursul anului 1956

In cursul anului 1956 Laboratorul de mecanica rocilor al I.C.E.M.I.N. a efectuat studiul caracteristicilor fizico-mecanice asupra cîtorva probe reprezentative, probe prelevate de la exploatările: I. C. Cîmpulung (expl. Godeni), I. C. Sălaj (expl. Sărmășag), I. C. Derna-Tătăruș (expl. Vărzari), I. C. Căpeni, I. C. Doicești (expl. Șotînga).

Probele neturburate au fost prelevate din acoperișul și culcușul stratelor de cărbuni, fiind tăiate manual din masiv. Utilizarea explozivilor a fost interzisă pentru a preîntîmpina fisurarea probei.

Probele, avînd dimensiuni de cca. 30—40 × 30—40 cm, au fost parafinate imediat după prelevare.

Caracteristicile fizico-mecanice determinate în laborator au fost:

1. Caracteristici fizice: greutatea specifică absolută; greutatea specifică aparentă (greutatea volumetrică); umiditatea; compoziția granulometrică; limita inferioară de plasticitate; limita superioară de plasticitate.

Pe baza determinărilor de mai sus, s-a calculat: porozitatea; indicele de plasticitate; indicele de consistență.

2. Caracteristici mecanice: rezistența la rupere la compresiune; rezistența le rupere la întindere; rezistența la rupere la forfecare; coeficientul lui Poisson.

De asemenea s-a determinat, pe baza datelor de încercări (la unele probe); modulul de compresiune; unghiul de frecare internă; coeziunea.

La cîteva probe s-a determinat de asemenea umflarea în apă a rocii (cu posibilitatea de deformare numai într-o singură direcție).

Pregătirea și dimensionarea epruvetelor. Probele colectate au fost prelucrate în epruvete, în cadrul laboratorului, cu ajutorul unui ferăstrău panglică. După tăierea epruvetelor din proba brută, ele s-au șlefuit cu sticla și cu pînza de șlefuit, pentru a se obține suprafețe plane și paralele.

Pentru determinarea caracteristicilor mecanice epruvetele confecționate au avut dimensiunile prevăzute în normele internaționale și anume:

— compresiune: cuburi cu latura 5,7 și 10 cm;

— forfecare: bastonașe de secțiunea $1,5 \times 1,5 \times n$ cm, unde $n \geqslant 5$ cm;

— întindere: opturi cu secțiunea minimă 2,5×2,5 cm;

— încovoiere: prisme 6×6×200 cm.

Abaterile de la paralelismul fețelor, conform prescripțiilor, nu au trecut de 1%, fiind în general de ordinul 0,1%.

Incercările la compresiune au fost efectuate în general pe cuburi de 7×7×7 cm, ținînd seama de următoarele motive:

— materialul prelucrat este suficient de omogen, astfel încît dimensiunile respective puteau cuprinde toate neregularitățile ce s-ar putea ivi;

— permite confecționarea unui număr mai mare de epruvete dintr-o singură probă, asigurînd astfel stabilirea unei valori medii mai precise.

Incercările efectuate pe dimensiuni de cuburi de 5, respectiv 10 cm, puține la număr, par a indica un fenomen similar celui constatat la betoane, și anume scăderea rezistenței de rupere la compresiune cu creșterea dimensiunii cubului.

O dată cu încercările de compresiune, au fost măsurate deformațiile, atît cele axiale cît și cele laterale. Măsurarea deformațiilor s-a făcut cu un sistem de microcomparare avînd precizia de $^{1}/_{100} - {}^{0,5}/_{100}$ mm.

Pentru determinarea caracteristicilor fizice s-a adoptat metodologia curentă utilizată la analizele geotehnice (prevăzute în STAS 1915—50, 1916—50, 1917—50).

Unei serii de probe i s-au făcut determinări ale rezistenței de forfecare prin metoda aplicată în geotehnică, în bateria de forfecare, pe prisme de 6×6×2 cm, ținînd seama că, datorită rezistenței reduse, bastonașele de secțiune 1,5×1,5 cm nu au dat rezultate.

Incercările în bateriile de forfecare au mai permis și stabilirea unghiului de frecare internă, precum și a coeziunii.

Interpretarea rezultatelor. Din punct de vedere litologic probele analizate sînt în general argile și argile prăfoase (lutoase). Mai nisipoase apar probele de la Derna (expl.

Tabela 2

Nr. crt.	Caracteristica fizico-mecanică	I. C. CÎMPULUNG (GODENI)						I. C. SĂLAJ (SĂRMĂȘAG)						I. C. CĂPENI		I.C. DOICEȘTI (ȘOTÎNGA)		I. C. DERNA (VĂRZARI)	
		Abataj frontal				Plan incl. acop.		Abataj frontal				Galena P_6 culcuș		Culcuș		Acoperiș		Ab. cameră *IA* acoperiș	Culcuș	Acoperiș
		Culcuș		Acop.				Culcuș		Acoperiș										
		⊥	∥	⊥	∥	⊥	∥	⊥	∥	⊥	∥	⊥	∥	⊥	∥	⊥	∥	⊥	⊥	⊥
1	Rez la compres.	46,40 (45,90)	55,00	35,45 (34,40)	42,85	32.92 (32,83)	21,67	23,67	25,90	26,90	28,89	24,91	26,80			16,54 (17,24)	15,10	34,00 (31,95)	32,80 (30,57)	15,42 (14,33)	—	8,32 (6,12)	3,9
2	Rez. la forfec.	25,00	38,45	8.42	12,75	3,77 (5,66)	3,73	2,08	3,93	2,14	5,85	2,21	4,14			0	0 1,64	3,33	6,18	0 (0,89)	0 1,77		
3	Rez. la întind.	5,95		4,46		0		1,70		1,98		3,19				0,80 (0,25)		3,40		0,58			
4	Rez la încov.			13,90		5,95		8,00		10,12		12,07											
5	Coeziunea															0,89	(1,01)			1,20		0	
6	Unghi de fr.															50° 06′				38°		68°	
7	Umiditate	15,25		12,75		13,17		12,71		16,93		13,63				33,92		16,32		17,20		19,28	
8	Greut. specif	2,28		2,59		2,80		2,63		2,40		2,60				2,45		2,59		2,60		2,62	
9	Greut. vol.	1,61		1,86		1,82		(2,05) 1,79		(2,01) 1,67		(2,07) 1,77				(1,62) 1,07		(2,10) 1,76		(2,02) 1,67		(1,82) 1,47	
10	Porozitate	28,82		27,90		35,00		31,91		31,00		31,00				56,55		30,75		35,34		44,00	
11	Lim. inf. pl.	33,68		22,15		Nu se pretează (nisipoasă și scoicoasă)		17,51		21,26		17,00				42,60		22,60		26,08		—	
12	Lim. sup. pl.	84,68		71,33				56,00		73,50		57,83				86,94		61,25		65,40		—	
13	Indic. plastic	51,00		49,18				38,49		52,33		40,82				44,34		38,65		39,35		—	
14	Indic. cons.	1,36		1,20				1,14		1,08		1,09				1,23		1,46		1,26		—	

Vărzari), pe cînd cele de la Doicești (mina Șotînga) sînt marne argiloase.

Rocile analizate sînt în general suficient de omogene, predominînd particulele de praf (în general 20—70%), fiind lipsite de particule de nisip ($d > 0{,}1$ mm).

Greutatea specifică crește cu creșterea conținutului în particule de argilă, fără a fi însă o particularitate deosebită pentru a caracteriza capacitatea de umflare (deformație) a rocii respective.

Astfel, pe baza observațiilor efectuate pe teren, gradul de intensitate a umflării rocilor din cadrul exploatărilor analizate ar fi următorul:

1. I. C. Cîmpulung (Godeni); 2. I. C. Doicești (Șotînga); 3. I. C. Căpeni; 4. I. C. Sălaj și 5. I. C. Derna (Vărzari). Greutatea specifică absolută (analizînd rocile din culcuș) prezintă valoarea maximă pentru I. C. Sălaj 2,63 t/m³ urmat de Derna (Vărzari) 2,60 t/m³; Doicești 2,59 t/m³; Cîmpulung (Godeni) 2,28 t/m³.

Porozitatea probelor analizate variază în general în limite strînse 28—35%, exceptînd rocile din acoperiș de la Căpeni, unde porozitatea atinge în medie 56,5%, explicabil conținutul ridicat în particule de argilă (peste 61%).

Indicele de plasticitate trece, aproape pentru toate probele analizate, de 35 (exceptînd rocile din culcușul stratului 2 de la Șotînga unde Ip=34,2), ceea ce denotă caracterul net plastic al rocilor studiate (conform STAS 1917—50 roci cu plasiticitate foarte mare).

Cu toate acestea, indicele de plasticitate caracterizează aptitudinea de umflare, numai într-o măsură foarte mică. Astfel, rocile din culcușul stratului de la Godeni au un Ip=51%, față de cca. 39%, 38,5, respectiv 34,2% pentru exploatările Derna (Vărzari), Sălaj (Sărmășag), respectiv Doicești.

Indicele de consistență trece pentru toate probele de valoarea 1 (variind între 1,08 și 1,36), ceea ce indică faptul că avem de-a face cu roci argiloase-marnoase tari (STAS 1917—50). Se constată că rocile din culcuș definite prin acest indice, au în general o tărie mai ridicată ca cele din acoperiș ($I_{c\,culcuș} = 1{,}14 - 1{,}36$ față de $I_{c\,acop.} = 1{,}08 - 1{,}23$).

Analizînd caracteristicile mecanice ale probelor de roci se constată:

1. Rezistența la rupere la compresiune variază proporțional cu intensitatea de umflare, fără însă a reuși stabilirea unei dependențe, precum și fără a putea explica fenomenul.

In general, se constată la unele probe rezistență mai ridicată la încărcarea în sens paralel decît cel perpendicular; în general la probele la care stratificația nu este atît de evidentă (Godeni, Sărmășag și într-o oarecare măsură Șotînga, unde este aproape egal); la cele, însă, cu stratificație accentuată, rezistența la încărcare paralelă scade.

2. Rezistența la forfecare indică de asemenea gradul redus de consolidare și, în special, valoarea redusă a coeziunii.

Valori mai mari ale rezistențelor de forfecare se constată la probele de la Godeni și Doicești, devenind aproape nule pentru Derna, Căpeni și foarte reduse pentru Sărmășag.

Tabela 3

Exploatarea	Nr. probei	Citiri finale, mm	Citiri inițiale, mm	Înălțimea probei, mm	Umflarea, %	Observații
I. C. Derna	1	0,345	0	22	1,56	
	2	0,580	0,04	22	2,45	
	6	0,616	0,01	22	2,75	
	10	0,646	0,01	22	2,89	
	11	0,452	0,01	22	2,01	
I. C. Căpeni	4	0,485	0	22	2,30	
	5	0,442	0,04	22	1,82	
	6	0,392	0,035	22	1,62	
	10	0,495	0,04	22	2,05	
	11	0,365	0,045	22	1,45	
I. C. Doicești	105	0,204	0	22	0,02	
	109	0,579	0	22	2,62	
	113	0,965	0	22	4,38	

Cu toate acestea, se constată o valoare ridicată a unghiului de frecare internă (58—60°), ceea ce de asemenea denotă că avem de-a face cu roci cu coeziune redusă sau aproape lipsite de coeziune (Derna-Căpeni).

Rezistența la întindere este în general foarte redusă, sub 6 kg/cm², fiind mai ridicată pentru Godeni și Doicești (6 respectiv 4,25 kg/cm²). În general, rezistența redusă la întindere este explicabilă și prin coeziunea redusă a materialului.

4. Coeficientul lui Poisson variază cu încărcarea, în general este aproape proporțional cu valori cuprinse între 0,025 și 0,45.

5. Modulul de compresibilitate la început crește, devine apoi constant, scăzînd în apropierea zonei de rupere.

Rezultatele centralizate sînt redate în tabela 2 și 3.

Concluzii

Din analiza caracteristicilor fizico-mecanice determinate pînă în prezent, nu s-a reușit a se stabili vreo corelație între aptitudinea de umflare și aceste caracteristici.

Cercetările ce vor urma vor trebui să extindă studiul și asupra caracteristicilor mineralogice, precum și prin mărirea numărului de probe analizate să determine cu o precizie mai mare caracteristicile fizico-mecanice, decelînd eventualele caracteristici deosebite.

De asemenea, vor trebui extinse cercetările asupra problemei de manifestare și repartizare a presiunilor în jurul lucrărilor miniere, pentru a stabili gradul de influență al acestora.

Recenzie

Lansdown R. F., **Problemele de actualitate ale mecanizării abatajului care permit mărirea productivității muncii în mine,** (Current problems in face mechanisation improving productivity in the mines) Iron and Coal, 29 iunie 1956, pag. 1077—1085.

Autorul amintind numeroase articole scrise asupra mecanizării arată că acestea au analizat obiectivele și avantajele creșterii mecanizării. Totuși se arată că rezolvarea mecanizării depinde în primul rînd de acceptarea necesității ei și în al doilea rînd de aplicarea ei. Pînă în prezent încă nu știm care este limita mecanizării abatajului și ceea ce putem învăța din experiența acumulată. Cu ani în urmă prin mecanizarea abatajului se înțelegea folosirea transportorului și a havezelor, această formă fiind admisă de unii drept limită. Totuși necesitatea înlocuirii muncii umane în abataje (unde mîna de lucru reprezintă cca. 40% din cea folosită pe întreaga exploatare), mărirea eficacității instalațiilor existente și modernizarea utilajului dovedesc că în acest domeniu nu s-a ajuns încă la o limită.

In Anglia în trimestrul IV/1955, 12,45% din producție provenea din abataje mecanizate (față de 3,88% în 1950); totuși cifra este încă redusă față de valoarea ei în S.U.A. (81,7% în 1954) sau R.F. Germană (21,4% în august 1955).

Multe din mașinile pentru front lung funcționează cu transportor blindat și această linie trebuie menținută și pe viitor, aceasta fiind cheia mecanizării generale în abataje. Combina Anderton s-a dovedit a fi cea mai maniabilă și se speră că această mașină să aibă o largă aplicare în viitor. Neajunsul sfărîmării prea avansate a cărbunelui se va menține, dar randamentul și avansarea sa rapidă constituie unul din marile evenimente din istoria mineritului. Dacă în 1952 funcționa numai un prototip al acestei mașini, în 1955 funcționau numai în Anglia 83 de unități și se prevede ca în 1956 să se introducă încă 200 de unități. In ce privește plugurile și cutiile de screper, unele rezultate neconcludente au influențat prea mult extinderea lor. In rest, promițătoare sînt mașinile Trepanner și Dosco.

Alegerea unei mașini trebuie să fie determinată de condițiunile existente, dar cînd mașina a fost aleasă, rezultatele ei depind de cunoștințele în mașini ale inginerilor de mine. Cînd se analizează perspectiva unei mine, în mod automat trebuie să se țină seamă în primul rînd

de mecanizare şi numai cînd aceasta nu poate fi realizată să se analizeze alte soluţii. Din acest punct de vedere se impune o schimbare a atitudinii în concepţie. Lungimea abatajului trebuie modificată în funcţie de maşina folosită; ţinînd seama însă de faptul că lungimea abatajului este limitată numai de transportorul cu raclete, variaţia productivităţii la diferite lungimi de fronturi este dată în tabela 1.

canismul folosit. De aceea este indicat ca pe baza unor măsurători de presiune să se determine din punct de vedere al conducerii, dirijării presiunii şi mecanizării, cel mai indicat tip de susţinere.

Realizarea pentru prima dată a unui abataj mecanizat în oricare mină, impune o alegere cu grijă a personalului. Modul de funcţionare a primei instalaţii trasează oarecum atitudinea definitivă luată faţă de introducerea

Tabela 1

Lungime abataj. m Grosime strat, m	Sub 100		100 — 150		150 — 200		200 — 250		Peste 250		Media prod. t/p
	Product., t/p	Număr de maşini	Product., t/p	Număr de maşini	Product., t/p	Număr de maşini	Product., t/p	Număr maşini	Product., t/p	Număr maşini	
Sub 0,9 m	1,99	4	4,07	11	4,43	6	5,37	4	2,79	6	4,09
0,9 — 1,45	5,35	8	5,70	56	5,99	59	5,56	35	4,97	14	5,71
peste 1,5 m	5,05	7	6,26	40	6,35	40	6,50	15	5,69	6	6,24
Medie şi total	4,80	21	5,84	107	6,08	105	5,90	54	5,13	26	5,86

Productivitatea este considerată în abataj. In cazul unui acoperiş tare şi bun se poate extinde lungimea abatajului pînă la 250 m. Din tabelă rezultă că în medie generală productivitatea maximă apare în abatajele de 100—250 m mărime, deasupra cărora productivitatea, indiferent de grosimea stratelor, se reduce brusc.

Ca idee de mecanizare, abatajele cu o singură aripă au dat mult mai bune rezultate decît cele gemene, în cazul unei mecanizări intense.

Dirijarea presiunii a fost considerată de mulţi drept piatra de încercare a mecanizării. In general se remarcă în această direcţie uneori o atitudine neştiinţifică şi se simte nevoie de folosire a unui personal specializat în aceste probleme. Experienţa a dovedit că unele strate de cărbuni ce au prezentat dificultăţi la exploatare au putut fi exploatate cu succes cînd s-a mărit viteza de avansare. O importantă lipsă o constituie faptul că nu se studiază în amănunt natura susţinerii impusă de meurmătoarelor unităţi. Detaliile schemei propuse şi rezultatele obţinute trebuie discutate cît mai des cu muncitorii şi maiştrii. Aceasta este cu atît mai uşor cu cît această activitate este în general uşoară şi foarte interesantă. Echipa cu care se lucrează poate fi formată fie numai din mecanici, fie din toţi oamenii din abataj. Alte ori este indicată efectuarea acestui instructaj la suprafaţă, înainte de introducerea maşinii în mină. In acest caz instructajul poate fi efectuat şi de cel ce livrează maşina.

Mecanismele din abataj devin din ce în ce mai complicate şi cerinţele impuse întreţinerii devin şi ele mai ridicate. Este indicată în acest sens introducerea planurilor de reparaţii şi deservire. Totodată rămîne nerezolvată problema concilierii avantajelor standardizării cu nevoile dezvoltării şi cum maşinile se dezvoltă rapid, este extrem de greu de luat măsuri de standardizare, excepţie făcînd maşinile vechi şi bune.

Documentare

Turcianinov S. P., **Micşorarea uzurii conductelor pentru rambleiajul hidraulic,** (Snijenie iznosa pulpoprovodov pri ghidravliceskoi zakladke), Mehanizaţia trudoemkih i tajolih robot. U.R.S.S. (1956), nr. 4, pag. 36—38, 6 fig., 2 tabl.

Pentru determinarea construcţiei raţionale a conductelor pentru rambleajul hidraulic Institutul unional de cărbune din U.R.S.S a executat o serie de cercetări şi încercări industriale.

Se descriu măsurile preventive încercate pentru micşorarea uzurii conductelor, folosind fie ţevi din materiale de înaltă rezistenţă, fie ţevi căptuşite cu materiale speciale (beton, bazalt topit etc.) sau variind poziţia conductelor sau a coturilor. Rezultatele încercărilor executate se dau sub forma unei tabele comparative, din care se constată că durata de serviciu a unei conducte poate fi mărită prin uniformizarea uzurii, întorcînd periodic conductele în jurul axului lor cu 90°. Încărcarea locurilor expuse la uzură intensă cu electrozi T-590 măreşte termenul de serviciu al conductelor cu 30%, iar a coturilor — de 3—4 ori. Căptuşirea conductelor şi coturilor cu inele de bazalt topit şi turnat dublează termenul de serviciu al conductei şi măreşte de cca. 18 ori pe acela al coturilor.

Măsurile indicate mai sus au dus în total la o creştere de 20—30% a termenului de serviciu al conductei de pulpă faţă de normele fixate.

Rauche A., **Corodarea cablurilor şi remedii posibile** (Korrosionen in Förderseilen und mögliche Korrosionagegenmittel). Bergbautechnik, Vol. 6 (1956), nr. 3, pag. 154—157, 13 fig.

Articolul tratează cazul unui puţ de la o mină de şisturi cuprifere, care traversează gresii puternic acvifere şi în care cablurile sînt scoase din uz după aproximativ o treime din timpul normal de folosire. Puţul are o adîncime de 456 m şi a fost apoi adîncit cu încă 200 m. Partea adîncită a fost radical izolată din punct de vedere electric de porţiunea iniţială, evitîndu-se astfel acţiunea vătămătoare a curenţilor vagabonzi. S-a putut stabili că din cauza acestora nu a intervenit nici o coroziune suplimentară.

Armăturile cablului, cercetate la microscop nu au prezentat elemente locale cauzatoare de coroziuni. La cercetarea spectroscopică a firelor de cablu s-a constatat o perceptibilă încărcare cu cupru pe firele exterioare. In urma cercetărilor şi încercărilor făcute s-a stabilit că coroziunea trebuie atribuită umidităţii.

Articolul, în partea sa finală, se ocupă de măsurile şi procedeele folosite pentru evitarea coroziunii. Printre acestea există prescripţiuni de ungere a cablurilor şi indicaţii cu privire la metoda protecţiei catodice.

Hontvary M.: **Noi produse electrotehnice în slujba exploatărilor miniere.** Banyaszaky Lapok, (1956) nr. 3, pag. 161—165, fig. 11.

În acest articol sînt descrise noile produse electrotehnice din R.P. Ungară pentru exploatările miniere. Se dau datele tehnice respective, caracteristicile materialelor din care sînt fabricate, precum şi modul de funcţionare sau de întrebuinţare. Aceste produse sînt: lampa portativă de cap; dispozitiv pentru încărcarea bateriilor; dispozitiv pentru controlul scurtcircuitelor în cabluri subterane; explozor; racorduri pentru cabluri subterane şi legături de cabluri protejate împotriva gazului metan, umidităţii şi prafului de cărbune.

Alfred Kircher de Geselkirchn: **Comparaţia rezultatelor concasării cărbunilor bruţi în mină şi la suprafaţă ca şi a separării mixtelor mari în spălătorii.** L'équipement mécanique, Vol. 35 (1956), pag. 26—31, fig. 8, tabl. 6, Vol. 36 (1956) pag. 20—26, fig. 9, tabl. 8.

Autorul studiază problema enunţată în titlul articolului pe cale grafică şi analizează în acest scop cazul unei mine din Germania. Analizînd funcţionarea unui concasor cu cilindru şi unui concasor cu ciocane rezultă că acesta din urmă poate oferi posibilitatea ciuruirii la 100 mm şi evacuării astfel a cca. 30% din material, ca steril chiar în mină. Concasarea materialului brut în vecinătatea abatajului s-a dovedit economică, citîndu-se cazul unei astfel de instalaţii ce funcţionează de 18 luni. Pentru instalaţiile de la suprafaţă se compară un concasor cu doi cilindri şi un concasor cu percuţie. În ultimul timp se tinde spre introducerea concasorului separator.

Concasoarele cu cilindru, ca şi cele cu ciocane, datorită gabaritului redus, pot rezolva corect problema sfărîmării în subteran, chiar lîngă abataj, îmbunătăţind astfel condiţiile de transport. Pentru suprafaţă cel mai avantajos apare concasorul separator care pare a fi aparatul cel mai indicat pentru preclasare. În cazul unor produse cu mult steril, concasorul cu doi cilindri ca şi cel cu percuţie, sînt depăşiţi de concasorul cu ciocane care prezintă o mai bună fragmentare a mixtelor. Se citează cazul unei instalaţii din Ruhr, unde folosirea unei astfel de scheme a permis obţinerea unor economii apreciabile.

Kraus F., **Funcţionarea concasoarelor separatoare.** L'équipement mécanique, Vol. 35 (1956), februarie, pag. 28—30, fig. 5, Vol. 36 (1956) martie, pag. 18—25, fig. 5, tabl. 4.

Autorul face o prezentare a instalaţiei de măcinare de la fabrica de ciment din Gmunden (Austria), unde există instalate astfel de concasoare separatoare.

Separarea se poate face fie prin aer, fie mecanic. Cea cu aer funcţionează astfel: materialul trece printr-un aparat de control al dozării unde se introduce aerul, cu care intră în concasor. După sfărîmare, materialul este reluat de un curent puternic de aer ce-l conduce prin aspirare la un separator static de aer, în care materialul mare este separat pînă la o limită granulometrică reglabilă, iar finele trec într-un ciclon montat în serie. Aerul poate fi scurtcircuitat.

La separarea mecanică, materialul trece printr-un concasor-moară scurtă, din care este ridicat cu elevator într-un separator centrifugal, care efectuează separaţia între limite mai largi.

În continuare, autorul descrie utilajul şi arată indicii tehnico-economici obţinuţi în instalaţia amintită. Cel mai avantajos pare a fi tipul cu separator centrifugal.

Antipko I. G., **Căile de reducere a umidităţii încărcăturii de cărbune.** (Puti Snijeniia vlajnosti ugolnoi şihti) Koks i himiia, U.R.S.S. (1956), nr. 3, pag. 13—15, 11 fig., 1 tabl.

662.6.093.6

Măsurile pentru îmbunătăţirea calităţii cărbunilor în ceea ce priveşte conţinutul lor de cenuşă contribuie la creşterea umidităţii lor pînă la 10—11%. Deshidratarea cărbunilor se face de obicei în centrifuge, al căror randament depinde de încărcare, de compoziţia materialului şi de turaţia rotorului şi nu depinde de umiditatea materialului şi de mărimea ochiurilor din sita centrifugii. De obicei procesul de deshidratare prin centrifugare este însoţit de mărunţirea grăunţilor de cărbune şi de pierderi de cărbuni prin particulele antrenate de apa eliminată prin centrifugare, avînd loc în acelaşi timp reducerea conţinutului de cenuşă. Cantitatea maximă admisibilă de pierderi prin antrenare este de 10%; ea depinde de turaţia maşinii centrifuge. Indepărtarea optimă a cenuşii prin centrifugare depinde de granulaţia materialului; în acest scop, o mărunţire mai mare are un efect favorabil însă în acelaşi timp cresc şi pierderile prin centrifugare. Rezultate bune se obţin prin utilizarea centrifugelor cu două site — una cu ochiuri de 4 şi cealaltă de 0,5 mm — sau prin utilizarea centrifugelor de 1,0—1,5 mm, prelucrînd în ele cărbunii din care s-au separat bucăţile peste 4 mm.

Cernenko M. B., **Aplicarea radiocomunicaţiilor în condiţiile exploatării subterane.** Gornîi Jurnal U.R.S.S., Vol. 131 (1956), nr. 5, pag. 38—42, fig. 4, tabl. 1.

Articolul conţine descrierea aparatelor existente în Germania, Anglia şi S.U.A. pentru asigurarea radiocomunicaţiilor în subteran. Aparatele germane de radiotelefonie „Geofon" şi „Lorenţ" în construcţia antigrizutoasă, sînt fabricate în serie. Radiotelefoanele din Anglia sînt în curs de experimentare. În S.U.A. troleifoanele sînt folosite pentru legături la distanţe de 6—10 km.

Ca domenii de folosire, radiotelefoanele sînt indicate pentru lucrările de înaintare, grupuri de intervenţie, echipe de salvare etc.

* * *: **Încărcarea cu troliu screper în abatajele cu front lung,** (Sluhser packing application in longwall workings) In Iron and Coal (1956), 14 septembrie, pag. 663—669, 11 fig.

Utilajul prezentat constă dintr-o sanie metalică lungă de 4,8 m la unul din capetele căreia s-a montat un troliu screper cu doi tamburi şi motorul de acţionare. Cablurile care pleacă de la tambur trec pe sub un acoperiş de tablă ce protejează atît sania cît şi motorul. La extremitatea opusă a saniei, cablurile sînt ghidate pe două role spre locul de întrebuinţare. Motorul permite realizarea a două viteze: 1 m şi 1,5 m/s, iar tamburele au o capacitate de înfăşurare de cca. 200 m cablu de 12 mm diametru. Troliul poate fi acţionat electric sau pneumatic, dar dat fiind condiţiile de lucru, întreruperi şi schimbări frecvente de sens, s-a realizat un motor electric special de cca. 30 CP. Prin intermediul unui bulon fixat în frontul de lucru sania este trasă pînă în front şi pe platforma care protejează motorul se poate monta un perforator cu împingător. După efectuarea perforării, sania este trasă la distanţa cuvenită şi lucrează ca troliu screper. Pentru abatajele cu front lung, troliul se poate monta în galeria de transport sau în galeria de colectare, putînd deservi astfel cele două aripi ale unui abataj în mod simultan.

Acest utilaj a obţinut o largă răspîndire în diferite abataje cu fronturi de 40 m lungime sau în abataje cameră cu lungimi de 100 m.

Cabinet Minier Exemplu TULCEA

Otto G., **Condiţiile de întrebuinţare şi efectele aprinderii la mii de secunde în diferite ramuri ale minereritului,** (Die Anwendungsbedingungen und Effekte des Millisekunden Zündung in verschiedenen Bergbauzweigen). In Bergbautechnik, R. D. Germană, 6 (1956), nr. 5, pag. 261—266, 11 tabl., 4 ref. bibil.
622.235.432

Procedeul de împuşcare cu întîrzieri de miimi de secundă trebuie să aibă în vedere obţinerea unei granulaţii corespunzătoare care să facă posibilă adaptarea unei mecanizări a încărcării şi transportului de minereuri sau rocă. In vederea modificării granulaţiei materialului abatat, trebuie să se ia în consideraţie în primul rînd schema de împuşcare. In tot cazul bucăţile de substanţă minerală sînt mai mici, cînd timpii de întîrziere sînt de asemenea mici. Schema de darea focului joacă un rol important şi rezultatele arată că trebuie să se ţină seamă de înclinarea, aşezarea şi adîncimea găurilor. Crăpăturile din frontul de lucru influenţează asupra granulaţiei materialului abatat şi s-a constatat că împuşcarea găurilor în rocile fisurate, conduce la randamente de rupere şi de sfărîmare mai bune.

Impraştierea materialului dislocat depinde de aşezarea găurilor de mină, lucru ce s-a constatat în cazul perforării găurilor în beton armat. Dimensiunile frontului de lucru influenţează distanţa la care este aruncat materialul dislocat. Pentru a putea trage foloase, sub raportul distanţei de transport al materialului dislocat, trebuie să se ţină seamă de factorul organizării lucrului, ceea ce va conduce la o scădere a costului de producţie.

Problema aparatelor pentru darea focului prin acest procedeu este în faza de studii şi în afara aparatelor bazate pe reacţii chimice, se experimentează şi s-au pus în exploatare aparate electrice care apar mai avantajoase.

Natthoff K., **Actualitatea şi scopul transportului subteran** (Tätigkeit und ziele des Ausschusses „Förderung", Glückauf (1956), pag. 1137—1141.

In mai 1956 a avut loc la Essen o conferinţă asupra mijloacelor de transport, în special asupra celor din abataj ale minelor de cărbuni. Prezintă interes variaţia faţă de 1938 a proporţiei în care sînt folosite diferitele mijloace de transport în Ruhr.

Rezultă astfel că scocurile oscilante sînt pe cale de dispariţie în timp ce locul lor este luat de benzile cu raclete, în special de cele cu dublu lanţ, şi de benzile

Tipul instalaţiei	1938		1955	
	[m]	[%]	[m]	[%]
Bandă de cauciuc	189000	36,5	350000	42,8
Scocuri oscilante	250000	48,2	75000	9,2
Bandă cu raclete:				
cu două lanţuri	49000	9,5	205000	25,1
cu un singur lanţ			33000	4,0

de cauciuc care încep să fie întroduse pe o scară din ce în ce mai mare şi în abataje.

In restul articolului autorul prezintă caracteristici asupra utilajelor de transport mai folosite şi indică mijloacele de recepţionare a acestor utilaje.

Hlisnikovsky J., **Noile căi de mecanizare a tăierii,** Uhli (1956), pag. 213—216, 6 fig.

Autorul arată evoluţia exploatării cu plug de cărbune în Ruhr şi subliniază avantajele acestuia faţă de haveze sau combine. In articol se descrie experienţa cîştigată pînă în prezent cu plugurile în bazinul Ostrava şi Kazvina şi se descriu plugurile de construcţie cehoslovacă.

— Plugul tip ing. Otaska este un plug dinamic prevăzut cu un dispozitiv de încărcare pe transportorul cu raclete (fără cormană) ;

— Plugul tip Hajorskeho este un plug static combinat. Inaintea plugului propriu-zis şi la o distanţă de cîţiva metri se deplasează în lungul peretelui de cărbune o haveză cu discuri. Cele trei discuri sînt plasate pe un acelaşi ax vertical, realizînd făgaşe la culcuş, la acoperiş şi la mijlocul stratului.

Cărbunele astfel slăbit este mai uşor detaşat de plugul de cărbune.

Autorul apreciază din punct de vedere economic tăierea cu ajutorul plugului, arătînd mărirea productivităţii şi reducerea preţului de cost în comparaţie cu metodele existente.

* * * **Transportorul flexibil cu banda de cauciuc sistem KZL-110.** Mehanizaţia trudoemkih i tiajolih rabot U.R.S.S. (1956), nr. 4, pag. 24, 1 fig.

Se arată principiul de construcţie şi modul de funcţionare al transportorului KZL-110, construit în U.R.S.S. şi destinat pentru transportul cărbunelui în subteran. Traseul transportorului KZL-110, prevăzut cu banda de 700 mm lăţime, permite curburi atît în plan orizontal, cît şi în cel vertical şi are următoarele caracteristici tehnice: lungimea 1 000 m; debit 110 t/h; viteza benzii 0,81 m/s; înclinare maximă 25°; raza minimă de curbură în plan orizontal 10 m; puterea motorului de acţionare 20 kW.

* * * **Condiţii de utilizare a aliajelor uşoare în minele grizutoase,** L'écho des mines et de la métallurgie (1956), pag. 444.

In Anglia s-au efectuat cercetări asupra riscului de explozie datorit scînteielor produse la lovirea pieselor de aliaje uşoare. Aceste cercetări au impus interzicerea folosirii acestor materiale în minele grizutoase. Un incident datorat acestei cauze pare a se fi produs la mina Glyncorrwg. S-au prevăzut totodată instalaţii de captare a metanului din rambleu şi s-au întreprins cercetări în vederea găsirii aliajelor de înlocuire pentru plăcile de fricţiune de la lacătele diferitelor tipuri de stîlpi de oţel. In decursul alunecării, aceste plăci de aluminiu produc o peliculă fină de praf care în contact cu o suprafaţă zgronţuroasă provoacă sub şoc scîntei ce aprind metanul.

S-au găsit două aliaje care nu produc scîntei periculoase pentru metan:

1. Oţel cu 0,04% C cuprinzînd 0,34% Mn; 0,15% Cu şi 0,02% Si.

2. Aliaje pe bază de cupru şi aluminiu sau de zinc (40%). Aliajul de cupru cu 11,6% Al pare a fi cel mai bun.

„REVISTA MINELOR" organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. al Ministerului Minelor și al Ministerului Industriei Petrolului și Chimiei (Direcția Exploatărilor Miniere) Redacția: București, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon: 3.07.30 și 3.57.28 — Administrația și Casieria: Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor și subfilialelor A.S.I.T. din întreaga țară precum și prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinete tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071012 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin, București. — Tarif pentru întreprinderi: lei 96 anual: — Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: lei 30 anual; — Prețul unui exemplar: lei 5.

I. P. 2, c. 1131

Lei 5 exemplarul

E 1433

KAT

Revista MINELOR

Institut. de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
ОБМЕН - СЕРИЕ
VYMENA - WYMIANA
TAUSCH - CMEHA

6

1957

ASIT

Iunie
1957
Anul VIII
Nr. 6

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R. P. R., AL MINISTERULUI MINELOR ȘI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI PETROLULUI ȘI CHIMIEI (DIRECȚIA EXPLOATĂRILOR MINIERE)

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 3.57.28 și 3.07.30

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON,** ing. **I. BOGDAN,** prof. ing. **I. BONEA,** ing. **C. BUCIU,** prof. ing. **V. BUMBU,** prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PĂCURARU,** prof. ing. **V. POBORAN,** prof. dr. ing. habil **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI.**

Coperta noastră: Locomotivă de mină (expoziția industrială cehoslovacă București — Mai 1957).

SUMAR

* * * : **Lucrările Congresului al II-lea al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor — A.S.I.T. din R.P.R.** (pag. 255).

* * * : **Telegrama adresată de cel de-al II-lea Congres A.S.I.T. Comitetului Central al P.M.R. și Consiliului de Miniștri al R.P.R.** (pag. 256).

ABRAHAM L.: **Stadiul preparării cărbunilor în Republica Cehoslovacă.** (pag. 257—265).

HARALD MARTIN: **Utilizarea izotopilor în industria carboniferă din U.R.S.S.** (pag. 266—269).

HRISANIDE D., HERESCU N.: **Studii asupra prevenirii și combaterii focurilor în minele de lignit.** (pag. 269—275).

COLECTIVUL DE TEHNICIENI DE LA MINELE IOACHIMOV: **Săparea rapidă a unei galeri cu o viteză lunară de 1 021,3 m.** (pag. 276—286).

KRAVCENKO V. S.: **Noi procedee de dislocare a rocilor tari.** (pag. 286—289).

CRONICĂ

MORAN S.: **Utilaj pentru industria minieră fabricat în Cehoslovacia** (De la expoziția industrială cehoslovacă Buc. Mai 1957. (pag. 290—291).

DIN LUCRĂRILE INSTITUTULUI DE CERCETĂRI MINIERE (I.C.E.M.I.N.)

NIȚULESCU I. și MANEA A.: **Relațiile structurale ale piritei cu componenții petrografici ai cărbunilor în Valea Jiului.** (pag. 292—297).

DOCUMENTARE

NOUTĂȚI MONDIALE

Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA

REVISTA MINELOR

ANUL VIII — Nr 6 — IUNIE 1957

СОДЕРЖАНИЕ

АБРАГАМ П.: **Обогащение углей в Чехословакии.** В связи с поездкой, предпринятой автором в Чехословакию описываются достижения в области обогащения углей в этой стране. Приводятся применяемые способы обогащения, причем особое внимание уделяетея предварительной сортировке и моечным установкам с тяжелыми спуспензиями для которых в Чехословакии предвидятся широкие перспективы. Автор анализирует продготовку и движение взвеси, автоматическую регулировку, мойку штыба и очистку использованной воды **(етр. 257 — 265).**

ХРИСАНИДЕ Д. и ХЕРЕСКУ Н.: **К вопросу предупреждения и борьбы с пожарами в шахтах.** На основе анализа возникновения ряда пожаров в лигнитных шахтах, авторы уточняют ряд факторов имеющих важную роль в возгорании лигнита и описывают мероприятия по борьбе с этим явлением. Рассматриваются химические, физические, геологические и горные факторы, причем отмечается необходимость изучения химического и петрографического состава каждого пласта, удаления из забоя самовозгорающихся сланцев и разработки применяющей наименьшее количество подготовительных выработок. В заключение рассматриваются два случая пожаров и вносятся предложения применительно к лигнитным шахтам **(стр. 269 — 275)**

МОРАН С.: **Чехословацкое оборудование для горной промышленности.** Автор описывает ряд машин для горных разработок, показанных на выставке Чехословацкой промышленности в Бухаресте, в течение текущего года. Дается описание локомотива БНД — 15, врубовой машины Ф 20 — ХОНМ и диспетчерской установки конструкции тесла. **(стр. 290 — 291).**

НИЦУЛЕСКУ И. и МАНЯ А.: **Структурная связь пирита с петрографическими компонентами углей в Долине Жиу.** Исследуется петрография углей в Долине Жиу причем подробному анализу подвергается пирит. Отмечается, что часть пирита образовалась одновременно с углем, а часть позже, отложившись в трещинах и на плоскостях напластования из фильтрационных железистых растворов. **(стр. 292 — 297).**

SUMMARY

ABRAHAM L.: **The state of coal dressing in Czechoslovakia.** After paying a visit in Czechoslovakia the author displays the achievements got in the field of coal dressing in this country. It contains the ways of dressing pointing up the preclassification and washing method, with heavy solutions, the application of which seems to be assured in a large scale in the proach future. The author deals with the heavy solutions preparation and circulation, the automatical regulating, the washing of slack coal and the waste waters purification. **(pages 257—265).**

HRISANIDE D. and HERESCU N.: **Surveys on preventing and combat of fires in lignit collieries.** It contains the analysis of the way pit fires broke. It specifies the agents bearing importance in lignite self ignition on displaying the ways of preventing it. It contains a thorough analysis of mining, geological, physical, chemical agents reaching the conclusion that each lignite stratum must be known as regards its chemical and petrographical contents; for preventing self ignition of slates from the store, at the mining must be used as few preparatory drifts as can. It closes on the analysis of two underground fires forwarding proposals concerning lignite collieries. **(pages 269—275).**

MORAN S.: **Equipment for mining industry made in Czechoslovakia.** The author describes the mining equipment from the Czechoslovakian Industrial Exhibition in Bucharest of May 1957. It shows the BND-15 locomotive, the F-20-HONM mechanical coal cutter and Tesla dispatching installation **(pages 290—291).**

NITULESCU D. and MANEA A.: **The structural relations of pyrite with petrographical elements of the coal from Jiu Valley.** It contains a study of the coal petrography from Jiu Valley concerning pyrite deposite aspect. It results that a part of pyrite is formed at the same time with the coal and the another one further on, forming deposits on the cracks and coal stratification plans from seepage ferrugineous solutions **(pages 292—297).**

SOMMAIRE

ABRAHAM L.: **L'état actuel de la préparation du charbon dans la République Tchécoslovaque.** L'auteur présente les réalisations dans le domaine de la préparation du charbon constatées à l'occasion d'un voyage entrepris dans la République Tchécoslovaque. On décrit les différents procédés de préparation, en premier lieu le préclassement et le lavage à liquides denses, dont l'application à grande échelle dans le proche avenir semble être assurée. L'auteur analyse ensuite les procédés de la préparation et de la circulation des liquides denses, du réglage automatique, du lavage des charbons fins ainsi que de l'épuration des eaux résiduelles, appliqués dans ce pays. **(pages 257—265).**

HRISANIDE D. et HERESCU N.: **Des études sur les moyens de défense et la lutte contre les incendies dans les mines de lignite.** Après avoir analysé les causes de plusieurs incendies qui ont eu lieu dans des mines de lignite, les auteurs établissent les facteurs qui favorisent l'auto-allumage de lignite et proposent des mesures de défense. En analysant les facteurs chimiques, physiques, géologiques et miniers, l'on aboutit à la conclusion que chaque couche de charbon doit être connue au point de vue chimique et pétrographique, que les schistes auto-inflammables doivent être complètement évacués du chantier d'abatage et que la méthode d'exploitation doit être judicieusement choisie afin que le dépillement soit complet, en utilisant le nombre moindre possibile des galeries d'abatage. A la fin de l'article on fait une analyse de deux incendies souterrains en faisant des propositions an ce qui concerne les mines de lignite. **(pages 269—275).**

MORAN, S.: **Outillage pour l'industrie minière, fabriqué en Tchécoslovaquie.** L'auteur décrit l'outillage minier présenté à l'exposition de l'industrie tchécoslovaque à Bucarest, en Mai 1957: la locomotive BND—15, la haveuse F-20-HONM et l'installation de télécommande Tesla. **(pages 290—291).**

NIȚULESCU D. et MANEA A.: **Les relations structurelles de la pyrite avec les éléments pétrographiques du charbon de Valea Jiului.** On fait une étude sur la pétrographie du charbon de Valea Jiului, spécialement en ce qui concerne le mode de présentation de la pyrite. Il en résulte qu'une partie de la pyrite s'est formée en même temps que la charbon, tandis que l'autre partie a été dans les fissures et sur les surfaces de stratification par les solutions ferrugineuses d'infiltration. **(pages 292—297).**

INHALT

ABRAHAM L.: **Der heutige Stand der Kohlenaufbereitung in der Tschechoslowakei.** Der Verfasser stellt die in der Tschechoslowakei gelegentlich einer Studienreise festgestellte Entwicklung der Kohlenaufbereitung dar. Man beschreibt die angewandten Aufbereitungsverfahren, besonders die Vorklassierung und die Kohlenwäsche in schweren Lösungen, deren schnelle Ausbreitung in der nächsten Zukunft von dem Verfasser als gesichert angegeben ist. Es werden weiter die Vorbereitung und der Kreislauf der Lösungen, die selbsttätige Regelung, die Wäsche der Feinkohle, sowie die Reinigung der Abwässer untersucht **(Seite 257—268).**

HRISANIDE D. und HERESCU N.: **Untersuchungen über die Vorbeugung und Bekämpfung von Flözbränden in den Lignitgruben.** Auf Grund einer Untersuchung über die Ursachen von einigen Flözbränden in den Lignitgruben, werden din Faktoren die die Selbstentzündung des Lignits ermöglichen festgelegt und Vorbeugungsmassnahmen vorge schlagen. Die Verfasser untersuchen die chemischen, physikalischen, geologischen und bergmännischen Faktoren, welche zu dem Schluss führen, dass jedes Lignitflöz chemisch und petrographischen gekannt, der Abbau von den zu Selbstentzündung neigenden Schiefern ausgereinigt und die Abbaumethode so gewählt sein soll, dass die Gewinnung der Kohle restlos und mit der Mindestzahl von Abbaustrecken vor sich geht. Zum Schluss werden zwei Grubenbrände untersucht und Vorschläge betreffend die Lignitgruben gemacht. **(Seite 269—275).**

MORAN S.: **Tschechoslowakische Geräte für die Bergbauindustrie.** Der Verfasser beschreibt die bergmännischen Geräte, die bei der Ausstellung der tschechoslowakischen Industrie von Mai 1957 in Bukarest ausgestellt wurden und zwar: die Grubenlokomotive BND-15, die Schrämmaschine F-20-HONM und die Fernsteuerungseinrichtung Tesla. **(Seite 290—291).**

NIȚULESCU D. und MANEA A.: **Die strukturelle Beziehung des Pyrits zu den petrographischen Bestandteilen der Kohle von Valea Jiului.** Es wird die Petrographie der Kohle von Valea Jiului in Bezug auf die Absatzweise von Schwefelkies untersucht. Es ergibt sich dass ein Teil von Pyrit gleichzeitig mit der Kohle entstanden ist, während der andere Teil sich auf Sprüngen und Schichtungsflächen aus den eisenhaltigen Einsickerungslösungen abgesetzt hat. **(Seite 292—297).**

Lucrările Congresului al II-lea al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor - A.S.I.T. din R.P.R.

La 29 mai la Teatrul de operă și balet al R.P.R. a avut loc deschiderea celui de-al II-lea Congres al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R. P. R.

La lucrări au participat peste 600 de delegați din toate ramurile economiei noastre naționale, precum și oaspeți din 15 țări.

Cuvîntul de deschidere a fost rostit de acad. prof. N. Profiri, președintele A.S.I.T.

Primit cu îndelungi aplauze de cei prezenți, tovarășul Chivu Stoica, președintele Consiliului de Miniștri, a adus Congresului salutul Comitetului Central al Partidului Muncitoresc Romîn și Consiliului de Miniștri. Cuvîntarea tov. Chivu Stoica a fost subliniată în repetate rînduri de aplauze prelungite.

Tovarășul N. Popescu-Doreanu, vicepreședinte al A.S.I.T., a dat citire scrisorii adresate de tovarășul dr. Petru Groza, Președintele Prezidiului Marii Adunări Naționale, celui de-al II-lea Congres A.S.I.T.

In continuarea lucrărilor, acad. prof. N. Profiri a prezentat raportul Consiliului Central A.S.I.T.

★

Lucrările Congresului au continuat în zilele următoare la Palatul Marii Adunări Naționale.

Acad. I. S. Gheorghiu, președintele Secției tehnice a Academiei R.P.R. a transmis participanților la Congres, salutul Academiei R.P.R.

Dr. ing. Ștefan Bălan, membru corespondent al Academiei R.P.R., vicepreședinte al A.S.I.T., a prezentat raportul *„Introducerea și extinderea tehnicii noi în industria socialistă a R.P.R."*.

Au mai fost prezentate rapoartele: *„Organizarea științifică a producției industriale"* — raportor prof. ing. C. Atanasiu, membru în Biroul Consiliului Central A.S.I.T.; *„Introducerea tehnicii noi și organizarea științifică a producției în agricultură"* — raportor ing. Al. Priadcencu, membru corespondent al Academiei R.P.R., vicepreședinte al A.S.I.T. și prof. dr. Al. Romanovici vicepreședintele secției științelor agricole A.S.I.T; *„Buna folosire a cadrelor tehnice"* — raportori prof. dr. ing. Remus Rădulet, membru corespondent al Academiei R.P.R., membru al Consiliului Central A.S.I.T. și prof. dr. ing. Tudor Tănăsescu, membru corespondent al Academiei R.P.R. vicepreședinte al A.S.I.T

In ziua de 30 mai, în cursul dimineții, lucrările s-au desfășurat pe secții de specialitate. In cadrul acestor ședințe, care au avut loc în 12 săli din Capitală, s-au prezentat dările de seamă asupra activității secțiilor de specialitate. Au avut loc ample discuții. S-au votat rezoluții care au pus bazele activității viitoare pe linie de specialitate. Tot în cadrul ședințelor pe secții s-au acordat diplome pentru merite deosebite în activitatea tehnico-științifică a Asociației.

In după amiaza aceleiași zile au început discuțiile la rapoartele generale.

In cadrul acestei ședințe, Congresul a fost salutat de tov. Mihai Marin, secretar al Consiliului Central al Sindicatelor.

Conducătorii delegațiilor străine participante au adus salutul lor Congresului.

Pe marginea rapoartelor a luat cuvîntul un mare număr de delegați și invitați.

In ziua de 1 iunie au luat sfîrșit lucrările celui de-al II-lea Congres al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R. P. Romînă.

Ing. Oliviu Rusu a prezentat raportul asupra proiectului de statut modificat al Asociației. Participanții la Congres au discutat și votat pe articole noul statut al A.S.I.T.

Din partea comisiei de candidare, ing. Dumitru Belinski a prezentat lista candidaților pentru Consiliul Central A.S.I.T.

Ing. Ion Grosu a citit proiectul de rezoluție al celui de-al II-lea Congres A.S.I.T. care prevede principalele linii de dezvoltare în viitor a activității Asociației. Rezoluția a fost votată în unanimitate.

Participanții la Congres au ales prin vot secret Consiliul Central al A.S.I.T. In Consiliul Central al A.S.I.T. au fost aleși 86 de ingineri și tehnicieni. Ca președinte a fost ales acad. prof. N. Profiri; vicepreședinți: prof. ing. Șt. Bălan, prof. ing. C. Atanasiu, prof. ing. Șt. Nădășan, membru corespondent al Academiei R.P.R. și ing. Al. Priadcencu, membru corespondent al Academiei R.P.R., iar ca prim-secretar ing. Oliviu Rusu.

Apoi, acad. prof. C. D. Nenițescu a dat citire unei moțiuni prin care participanții la Congres cer interzicerea fabricării și experimentării armelor atomice. Moțiunea a fost adoptată în unanimitate.

De asemenea, participanții la Congres au hotărît în unanimitate trimiterea unei telegrame Comitetului Central al Partidului Muncitoresc Romîn și Consiliului de Miniștri al R.P.R.

S-a dat apoi citire scrisorii adresate de acad. prof. N. Profiri, în numele celui de-al II-lea Congres și al tuturor membrilor A.S.I.T., tovarășului dr. Petru Groza, președintele Prezidiului Marii Adunări Naționale.

Prof. ing. Șt. Bălan a citit Decretul Prezidiului Marii Adunări Naționale prin care se conferă unui număr de ingineri și tehnicieni ordine și medalii ale R.P.R.

Cuvîntul de închidere a celui de-al II-lea Congres al A.S.I.T. a fost rostit de acad. N. Profiri, președintele Consiliului Central al A.S.I.T. Vorbitorul a arătat că dezbaterile prilejuite de Congres au fost deosebit de rodnice, inginerii și tehnicienii, delegați la Congres, precum și cei invitați au dezbătut cele mai importante probleme ale progresului tehnic în țara noastră. Ei sînt hotărîți, ca întorși la locurile de muncă, să depună toate străduințile, tot talentul și capacitatea lor de muncă pentru a transpune în viață indicațiile prețioase ale celui de-al II-lea Congres al A.S.I.T.

Telegrama adresată de cel de-al II-lea Congres A.S.I.T. Comitetului Central al P. M. R. și Consiliului de Miniștri al R. P. R.

Delegații la cel de-al II-lea Congres al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din Republica Populară Romînă, reprezentînd peste 60 000 de ingineri și tehnicieni, au primit cu mare mulțumire și cu entuziasm cuvîntul Partidului Muncitoresc Romîn și al guvernului Republicii Populare Romîne, rostit în ședința de deschidere a Congresului de tovarășul Chivu Stoica, președintele Consiliului de Miniștri, membru în Biroul Politic al Partidului Muncitoresc Romîn.

Intelectualitatea tehnică din țara noastră își exprimă recunoștința față de partid și guvern, care au realizat cele mai bune condiții pentru ca inginerii și tehnicienii să-și dea aportul la mărețele realizări ale construcției socialiste. Numai în anii puterii populare a fost posibil ca inginerii și tehnicienii să se manifeste cu un puternic avînt în munca de creație tehnico-științifică. În fabrici și uzine, pe marile șantiere, pe ogoare, precum și în institutele de proiectări și cercetări, planurile îndrăznețe ale multor ingineri și tehnicieni au devenit realități, creîndu-se astfel opere tehnice și științifice de neconceput în orînduirea burghezo-moșierească.

Cu deosebită însuflețire privesc inginerii și tehnicienii noile perspective pe care politica partidului și guvernului le deschide dezvoltării economiei naționale. Cuvîntul partidului și guvernului constituie pentru noi un îndreptar în activitate și vom lupta cu perseverență și elan pentru dezvoltarea și întărirea economiei patriei noastre dragi, Republica Populară Romînă.

Noi, inginerii și tehnicienii din industrie, construcții, transporturi și agricultură, vom avea permanent în față sarcina de a ține pasul cu realizările tehnicii noi. Aceasta este condiția principală pentru ridicarea nivelului de trai material și cultural al poporului muncitor prin sporirea producției, mărirea productivității muncii și reducerea prețului de cost.

Sîntem convinși că, în rezolvarea acestor sarcini, un rol însemnat îl are Asociația noastră. Asociația va trebui să dea în mod deosebit atenție activității de ridicare a nivelului ideologic și tehnico-economic al inginerilor și tehnicienilor.

Noi, inginerii și tehnicienii din Republica Populară Romînă, asigurăm Comitetul Central al Partidului Muncitoresc Romîn și Consiliul de Miniștri al Republicii Populare Romîne că vom lupta cu toate forțele noastre, împreună cu poporul muncitor, pentru înflorirea patriei, pentru întărirea păcii și colaborării internaționale.

Din însărcinarea Congresului al II-lea al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R. P. Romînă.

Acad. prof. N. PROFIRI

Stadiul preparării cărbunilor în Republica Cehoslovacă

Prof. ing. L. Abraham

In Republica Cehoslovacă industria carboniferă este veche şi se găseşte într-un stadiu foarte avansat. Acelaşi lucru se poate spune despre prepararea cărbunilor, fabricarea cocsului şi fabricarea utilajelor pentru aceste ramuri ale industriei grele. Uzinele Skoda (actualmente Uzinele Lenin) din Plzen au furnizat instalaţii de preparare în toate ţările lumii, între altele şi instalaţiile mecanice pentru cele două mari preparaţii de cărbuni din Valea Jiului.

La fel şi Uzinele Klement Gottwald din Ostrava-Vitkovice şi alte întreprinderi mai mici execută maşini de preparare şi le livrează în ţară şi în străinătate.

Un caz demn de relevat este acela că Republica Argentina a comandat recent, pentru mina Rio Turbio, proiectul, utilajul şi construcţia metalică şi montajul unei instalaţii de preparare din R. Cehoslovacă, deşi primise înainte oferte pentru această instalaţie din patru ţări capitaliste, printre care şi S.U.A.

R. Cehoslovacă a livrat instalaţii pentru prepararea cărbunilor în R.P. Polonă şi are cereri de oferte din R.P. Ungară, R.P. Bulgară, R.F. Iugoslavă şi R.P. Chineză. Aceste fapte arată că această ramură a industriei cehoslovace se bucură, ca şi multe alte ramuri ale ei, de o apreciere foarte generală şi bine meritată.

De aceea socotim că o descriere a celor văzute de autor în cursul unei vizite făcute la începutul anului 1956, pentru schimb de experienţă, în R. Cehoslovacă, în domeniul preparării cărbunilor, va interesa pe cititorii acestei reviste.

Sarcinile industriei de preparare a cărbunilor în R. Cehoslovacă

R. Cehoslovacă dispune de resurse foarte mari de cărbune de toate clasele şi ocupă cu producţia ei al 12-lea loc între ţările producătoare de cărbuni din lume.

Cele mai importante dintre zăcămintele ei de cărbune sînt cele de huilă din bazinul Ostrava-Karvina şi cel de cărbune brun din nordul Boemiei (regiunea Most).

Producţia de cocs se ridică la aproximativ 6 milioane tone, de patru ori cît pe timpul primei republici.

Din energia electrică ce se produce în ţară, 90% se obţine din cărbuni.

Din aceste cîteva date reiese clar că industria carboniferă joacă rolul unei adevărate industrii de bază în R. Cehoslovacă. Este semnificativ, în această privinţă, faptul că ziarele publică zilnic situaţia îndeplinirii planului de producţie a cărbunilor pe trusturi.

Este evident că în asemenea condiţii şi industriei de preparare a cărbunilor îi revin sarcini importante şi complexe.

Centrul de greutate al industriei de preparare este la spălarea cărbunilor pentru cocs, dar găsim instalaţii mari şi la cărbuni energetici pentru aceştia din urmă, existînd şi instalaţia cea mai modernă din ţară care spală cărbune brun.

Prepararea cărbunilor pentru cocs a avut, şi mai are încă, probleme dificile de rezolvat.

Extinderea bazei de materii prime

Inainte de război s-a supus cocsificării numai huila de cocs propriu-zisă. Industria carboniferă şi cea de cocs erau în mîna unor societăţi particulare şi spălătoriile, ataşate fie la o mină, fie la o cocserie, spălau numai fie cărbunele de la mina respectivă, fie cărbunele necesar pentru cocseria la care erau ataşate.

Pentru ca mărirea producţiei de cocs să fie posibilă, a fost necesar să se introducă în şarjă aproape toată gama de huile de care dispune bazinul Ostrava-Karvina, de la huila antracitoasă pînă la huila de gaz ; numai antracitul (în cantitate mică) şi huila cu flacăra lungă au rămas disponibile pentru scopuri energetice.

Calitatea uniformă a cocsului

In acelaşi timp s-a pus problema unei calităţi uniforme a cocsului. Industria siderurgică

pretinde nu atît o calitate excepţională a cocsului, cît o calitate uniformă de la toate cocseriile. Dimpotrivă, fabricarea unui cocs de calitate excepţională se consideră drept risipă, deoarece un cărbune cu capacitate de cocsificare în exces ar putea să mai antreneze în şarjă o producţie oarecare de cărbune slab.

Cerinţa după calitatea uniformă a cocsului se poate realiza printr-un dozaj în proporţii constante al cărbunilor bruţi înainte de spălare sau, incontestabil mai perfect, prin dozajul în proporţii constante al cărbunilor spălaţi şi măcinaţi, la cocserie.

Cea de-a doua soluţie implică, pentru cărbunii cu capacităţi de cocsificare diferite, următoarele măsuri:

— la spălătorie: spălarea decalată în timp sau linii de spălare separate;

— la mină: extracţia selectivă.

Modernizarea instalaţiilor

Majoritatea instalaţiilor de spălare existente lucrează după procedeul de zeţaj şi prepară 3 produse: cărbune spălat pentru cocs, mixte şi şist. Or, se ştie că selectivitatea maşinii de zeţaj este limitată; în mixtele obţinute se pierde o cantitate apreciabilă de cărbune cocsificabil. Astăzi, cînd se impune mărirea şi utilizarea la maximum a bazei de materie primă pentru cocs, acest lucru nu mai este admisibil.

De aceea, va trebui ca instalaţiile învechite să fie treptat înlocuite prin instalaţii moderne cu suspensii grele, care permit o extracţie apropiată de cea teoretică în cărbune cocsificabil.

Mărirea capacităţii instalaţiilor

În acelaşi timp şi capacitatea de preparare este deficitară, deoarece construcţia de noi preparaţii n-a ţinut pas cu dinamica de mărire a producţiei de cărbuni. Astăzi spălătoriile lucrează în medie 17,5 ore pe zi. Timpul de lucru va mai creşte pînă la 19 ore pe zi în 1957, pentru a scădea apoi, prin construirea a noi preparaţii şi reconstruirea celor învechite, la 15 ore pe zi, începînd din 1962.

Noile instalaţii sînt preparaţii centrale cu linii separate de spălare pentru diferiţi cărbuni trataţi.

În domeniul cărbunilor energetici, problemele de preparare sînt mai simple. La aceasta contribuie, între altele, şi faptul că clasa 0—10 mm nu se spală.

Situaţia generală a preparaţiilor de cărbuni

În R. Cehoslovacă există cca. 30 spălătorii, dintre care 17 numai în bazinul Ostrava-Karvina.

Majoritatea spălătoriilor tratează astăzi producţia mai multor mine, iar altele producţia unei singure mine. Puţine dintre ele formează întreprinderi independente, majoritatea lor au rămas ataşate minei sau cocseriei, aşa cum au adus-o cu sine dezvoltarea şi situaţia locală.

Există cazuri cînd o parte din producţia brută a unei mine se transportă la altă spălătorie decît la cea proprie, fie pentru a obţine la toate spălătoriile un amestec uniform pentru cocs, fie din cauza capacităţii insuficiente a spălătoriei.

La unele spălătorii se spală numai cărbunele ciuruit, cărbunele mărunt livrîndu-se nespălat la consumator (cazul cărbunilor energetici) sau la o altă spălătorie ataşată la o cocserie unde se spală numai cărbune mărunt (cazul cărbunilor cocsificabili).

Toate uzinele de preparare cumpără cărbunele brut de la un organ central de distribuire al ministerului şi vînd toată producţia preparată aceluiaşi organ. Acest sistem simplifică extrem de mult munca administrativă.

Un avantaj foarte important rezultă din faptul că, în multe cazuri, mina furnizoare principală, preparaţia, cocseria şi termocentrala sau cel puţin o parte din aceste unităţi, sînt foarte aproape unele de altele şi atunci majoritatea transporturilor se efectuează prin benzi.

Procedeele de preparare aplicate în Republica Cehoslovacă

Pentru cărbuni blocuri se aplică alegerea manuală. Dimensiunea limită este nominal 80 mm, practic între 80 şi 100 mm. În noile proiecte se prevede prima clasare la 200 mm şi există tendinţa de a ajunge la 300 mm pentru reducerea la minimum a muncii manuale.

Cărbunele 0—80 mm se spală în majoritatea instalaţiilor cu maşini de zeţaj şi puţine lucrează cu jgheaburi rheo.

Există 3 instalaţii de spălare cu suspensii grele, care tratează numai cărbunele ciuruit, şi anume după procedeul Staatsmijnen, Sophia-Jacoba, respectiv Chance.

Şlamul (numai cel de cărbune cocsificabil) se concentrează în celule de flotaţie cu agitare mecanică, sistem Minerals Separation.

În noile proiecte se prevede spălarea cărbunilor 0,75—200 mm exclusiv cu suspensii grele şi anume de la 8—200 mm în cuve scunde, iar granulaţia 0,75—8 mm în cicloane de spălare cu presiune joasă (ambele procedee Staatsmijnen).

În flotaţie se tinde la înlocuirea aparatelor M.S. prin aparate Denver, care au o capacitate specifică mai mare şi asigură o flotare mai bună a granulaţiei pînă la 1 mm.

Alimentarea preparaţiilor

Minele cu exploatare subterană extrag majoritatea producţiei (în bazinul Ostrava-Karvina cca. 85%) în primele două schimburi. Se lucrează în general cu abataje frontale şi în schimbul III se face mutarea transportorului şi

susținerea. În felul acesta se ușurează și sarcina preparațiilor, deoarece schimbul III rămîne disponibil pentru revizii și reparații.

Transportul cărbunilor la preparații se face, potrivit situației locale, cu benzi de transport, cu vagonete, cu funicularul sau cu vagoane de cale ferată. Noile preparații se prevăd, în general, cu instalații pentru primirea cărbunilor și de la alte mine.

Pentru transportul acestor cărbuni „străini" se folosesc de obicei vagoane autodescărcătoare de diferite tipuri, dintre care cel mai bun este tipul „Talbot" cu o capacitate de 60 t.

La preparația Komorany (nordul Boemiei), care tratează cărbune brun, există trei silozuri îngropate cu o capacitate totală de 17 000 t. Ele servesc pentru depozitarea celor trei categorii de cărbuni care se exploatează selectiv: „Kapucin" cu cca. 48% cenușă, „popelem bohate" (bogat în cenușă) cu cca. 30% cenușă și „popelem chude" (sărac în cenușă).

Aceste silozuri au fante de evacuare laterale pe ambele laturi. Evacuarea se face cu ajutorul unor cărucioare cu ghiare rotative, care se deplasează automat în lungul silozului.

Separații de blocuri

Ca regulă generală, pentru producția brută a fiecărei mine există cîte o linie aparte la separația de blocuri. La preparația Komorany această separare se face nu pe mine, ci pe categoriile de cărbuni mai sus amintite.

Pentru clasarea la 80 mm se întrebuințează peste tot grătare cu bare rotative acționate cu lanț.

Alegerea manuală se face pe benzi metalice. Concasarea mixtelor se face cu concasoare cu fălci. Blocurile de cărbune cocsificabil se concasează și se livrează la cocserii fie separat, fie în amestec cu cărbunele spălat.

În proiectul unei preparații, care va lucra cu suspensii grele se prevede clasarea la 200 mm. Pe bandă se vor alege manual numai lemne, fiare și blocurile de piatră foarte mari care nu încap în concasor. Tot restul blocurilor se va concasa sub 200 mm și va fi dirijat la spălare.

Silozuri de bruți și stocuri de avarii

Silozurile de bruți se dimensionează, în general, pentru producția unui schimb, iar stocurile de avarii pentru producția a trei zile. Deocamdată însă, stocuri de avarii nu există decît la puține preparații.

La cărbunele energetic silozul de bruți se consideră numai ca tampon pentru caz de oprire a spălătoriei și, pe cît posibil, se scurtcircuitează.

La cărbunele cocsificabil silozul de bruți servește pentru omogenizarea cărbunelui supus spălării; totodată el servește și pentru eliminarea vîrfurilor de umiditate care ar împiedica desprăfuirea cărbunelui mărunt.

În cazul în care preparația primește cărbuni cu capacitate de cocsificare diferită și nu dispune decît de o singură linie de spălare, silozurile de bruți servesc pentru dozarea în proporție constantă a cărbunilor bruți (preparația Ian Sverma), sau pentru alimentarea spălătoriei decalat în timp (proiectul reconstrucției a preparației Doubrava). În cazul în care există linii separate de spălare, acestea se alimentează bineînțeles din silozuri separate de bruți.

Înălțimea admisibilă de stivuire a cărbunilor este normată, la huilă fiind în medie 5 m. Durata de stocare nu trebuie să depășească 3 săptămîni.

Un stoc de avarii complet mecanizat se găsește la preparația UZK și același tip se prevede și în proiecte noi. Stocul are o suprafață de 50 × 100 m și este deservit cu un pod rulant portal cu o deschidere de 50 m. Pe pod se găsește o bandă fixă și una mobilă pentru depozitarea cărbunilor, un greifer și o a treia bandă pentru ridicarea lor din stoc.

Debitul de depozitare a cărbunilor este de 600 t/oră, debitul de ridicare din stoc 120 t/oră.

Preclasarea și desprăfuirea cărbunilor

Ca regulă generală cărbunele brut 0—80 mm se preclasează în 3 clase: cărbune mare, mijlociu și fin, sau cca. 80—25, 25—10 și 10—0 mm; cărbunele fin se desprăfuiește pneumatic.

Cărbunele este în general uscat și pentru preclasare se folosesc ciururi larg dimensionate. Solicitarea specifică este de cca. 6—800 kg/m² oră și mm deschidere, iar numărul de oscilații, cca. 400 pe minut. În aceste condiții se obține o preclasare foarte precisă.

Utilajele folosite pentru preclasare sînt ciururi cu rezonanță tip Schieferstein cu tampoane de cauciuc sau ciururi oscilante rapide cu 2 axe excentrice.

Ciurul Schieferstein merită o atenție deosebită. Deși, teoretic, arcurile de oțel ar fi superioare tampoanelor de cauciuc deoarece arcul de oțel restituie aproape integral energia înmagazinată — pe cînd tampoanele de cauciuc transformă o cantitate apreciabilă a energiei mecanice în căldură — totuși ciururile Schieferstein, foarte sigure în exploatare, s-au introdus peste tot, atît la preclasare cît și la reclasare, pe cînd ciurul cu rezonanță sistem Skoda cu arcuri evolute de oțel, introdus cu vreo 15 ani în urmă la preparația Petrila, nu l-am întîlnit la nici o instalație vizitată.

Condiția esențială pentru buna funcționare a ciurului Schieferstein este supleţea perfectă a tampoanelor care trebuie confecționate din cauciuc natural de cea mai bună calitate.

Intrucît se prevede creşterea umidităţii cărbunilor bruţi, datorită combaterii prafului din mină prin stropire şi prin depozitarea lor în stocuri de avarii, iar pe de altă parte spălarea cu suspensii grele pretinde o eliminare cît mai perfectă a subgranulaţiei, în noile proiecte preclasarea uscată este completată prin preclasarea cu stropire.

Cărbunele cocsificabil 0—10 mm este totdeauna supus desprăfuirii înainte de spălare. Desprăfuirea se efectuează în clasoare pneumatice de diferite tipuri, în majoritatea cazurilor cu ciur vibrant. Praful obţinut se adaugă, fără sortare, cărbunelui spălat pentru cocs, dacă cenuşa lui nu depăşeşte cca. 17%, altfel el se consumă la cazane.

În noile proiecte se prevede deşlamarea umedă a cărbunelui mărunt la 0,75 mm, deoarece se prevede creşterea umidităţii lui peste limita posibilităţii de desprăfuire uscată.

Instalaţii de zeţaj

Schema instalaţiilor de zeţaj este foarte asemănătoare la diferite spălătorii de cărbune cocsificabil, aşa încît se poate vorbi de o instalaţie tipizată.

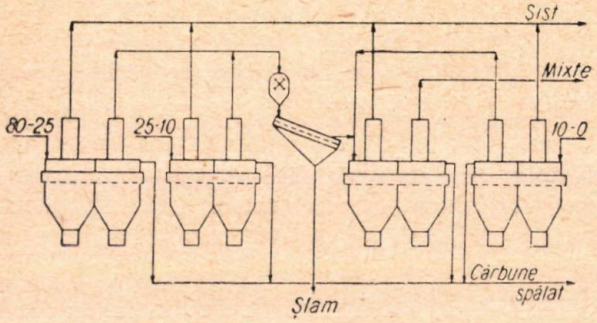


Fig. 1. Schema instalaţiei de zeţaj.

Astfel o linie de spălare cu o capacitate de 250—300 t/h (fig. 1) constă din următoarele unităţi :

1 maşină de zeţaj pentru granulaţie mare;
1 maşină de zeţaj pentru granulaţie mijlocie;
2 maşini de zeţaj pentru granulaţie fină ;
1 maşină de zeţaj pentru control (respălare);
1 moară cu ciocane pentru produsul intermediar, mare şi mijlociu;
1 ciur de deşlamare pentru produsul intermediar sfărîmat.

Maşinile de zeţaj sînt, în majoritatea cazurilor, cu cîte două celule, acţionate cu piston sau cu aer comprimat, cu elevator separat, la fiecare celulă.

Toate celulele sînt prevăzute cu reglare automată. Aparatele de reglare sînt, în majoritatea cazurilor, de sistem SKB, cunoscute din literatura de specialitate. La acestea un plutitor se aşază pe stratul de şist, respectiv de mixte, şi, în funcţie de înălţimea acestuia, reglează, prin intermediul unui sistem de pîrghii, admisia de ulei la un servomotor, care, la rîndul lui, acţionează şuberele de evacuare. În acelaşi timp se indică pe o scară înălţimea stratului şi pe o altă scară poziţia şuberelor.

Instalaţii de spălare cu suspensii grele

Procedeul Sophia-Jacoba este aplicat, din anul 1937, la preparaţia Doubrava, pentru spălarea granulaţiei 12—80 mm. Procedeul este bine cunoscut din literatură, de aceea nu-l vom descrie aici.

Dezavantajul acestui procedeu constă în faptul că aplică curenţi şi de aceea spălarea se face în două clase (12—30 şi 30—80 mm) ; cu toate acestea selectivitatea lasă de dorit.

Procedeul *Staatsmijnen,* cu cuve scunde, este aplicat la *preparaţia Komorany* pentru spălarea cărbunelui brun 10—80 mm. Instalaţia s-a pus în funcţie în anul 1954 şi este concepută după principiile cele mai moderne. De aceea o vom descrie aici mai pe larg.

Spălătoria este prevăzută cu 4 linii de spălare, fiecare cu o capacitate de cîte 150 t/h şi cu loc disponibil pentru încă două linii similare. Liniile pot fi supraîncărcate cu 50%. Cîte două linii au un circuit de ape comun.

Ca material de îngreunare se foloseşte baritină.

Circuitul cărbunelui (fig. 2)

Cărbunele „bogat în cenuşă" (p.b.) se preclasează la separaţie de blocuri la 80 mm pe un grătar cu bare rotative şi la 10 mm pe ciururi vibrante suspendate, cu masă neechilibrată.

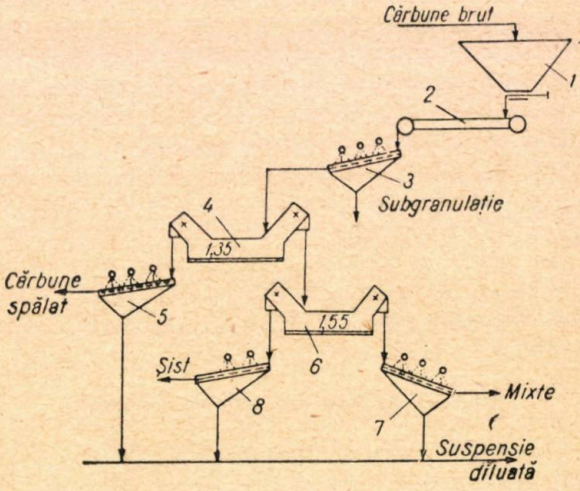


Fig. 2. Spălarea cărbunilor cu suspensii grele.

Cărbunele 10—80 mm este transportat la spălătorie, unde prin silozuri intermediare de cîte 50 t capacitate *1* şi alimentatoare cu bandă *2,* se distribuie pe ciururi de control *3,* unde se perfecţionează eliminarea subgranulaţiei. Pe ciurul de control cărbunele se stropeşte în trei trepte şi anume : la primul rînd de stropire cu preaplinul cicloanelor de şlam, la al doilea

cu preaplinul îngroşătorului Dorr, la al treilea cu apă clară.

Cărbunele conţine înaintea ciurului cca. 8% subgranulaţie, după ciuruirea de control sub 1% subgranulaţie.

Cărbunele astfel pregătit cade printr-un jgheab înclinat la cuve de spălare cărbuni/mixte *4* cu suspensie de 1,35 greutate specifică. Aici un lanţ cu palete evacuează cu ramura superioară cărbunele spălat şi cu cea inferioară produsul intermediar.

Cărbunele se stropeşte pe un ciur *5* în trei etape; cu preaplinul cicloanelor de îngroşare a suspensiei, cu preaplinul cicloanelor de control al suspensiei şi cu apă clară.

Produsul intermediar cade în cuva de spălare mixte şist *6* cu suspensie de 1,55 greutate specifică, unde se repetă operaţia de separare.

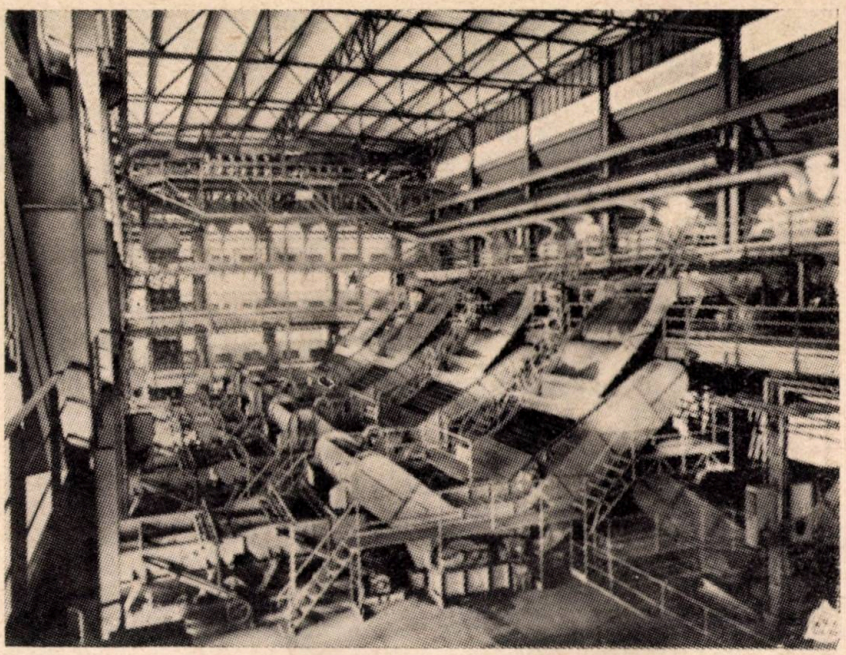


Fig. 3. Vederea de ansamblu a instalaţiei cu patru linii de spălare paralele.

Mixtele se stropesc pe un ciur *7* în trei trepte, ca şi cărbunele spălat. Şistul se stropeşte pe un alt ciur *8* în două trepte (fără finisaj cu apă clară).

Produsele de spălare se transportă cu benzi la silozurile de încărcare.

Pentru ciuruirea de control a cărbunelui brut şi pentru deşlamarea cărbunelui spălat se folosesc ciururi oscilante cu două rame, pe suporţi metalici, cu bucşe de cauciuc (silent blocks).

Cuvele de spălare cărbuni/mixte au o lăţime utilă de 2,6 m, cele de mixte/şist 2 m. Mişcarea se transmite de la cutia de viteză cu cîte un lanţ gall, la ambele axe cu stele ale transportoarelor cu palete.

În fig. 3 se vede un ansamblu al instalaţiei cu cele patru linii de spălare paralele. Se pot vedea silozurile de alimentare, ciurul de control, jgheabul de alimentare, cuva de spălare cărbune/mixte, ciurul de cărbune spălat şi cuva de spălare mixte/şist. Se mai văd conductele de aspiraţie pentru praf şi podul rulant de 10 t.

Se remarcă vizibilitatea şi accesibilitatea perfectă a instalaţiilor, construcţia lor robustă şi aspectul grandios şi estetic al întregii hale.

Circuitul apelor încărcate cu cărbune

În fig. 4 redăm schema simplificată a circuitului apelor. De aici se vede că trecerea ciurului de control *1* cu cărbuni pînă la 10 mm se deşlamează pe ciururi de 0,5 mm *2*. Trecerea acestora se scurge la o cisternă *3*. Sedimentul din cisternă se refulează la ciururi de 0,3 mm *4*. Trecerea acestora şi preaplinul cisternei *3* se varsă într-o altă cisternă *5*.

Refuzul ciururilor se deshidratează cu centrifuga şi se livrează la cazane în amestec cu cărbunele 0—10 mm obţinut şi prin ciuruirea uscată.

Sedimentul cisternei *5* se refulează la hidrocicloane *6*. Preaplinul acestora serveşte pentru

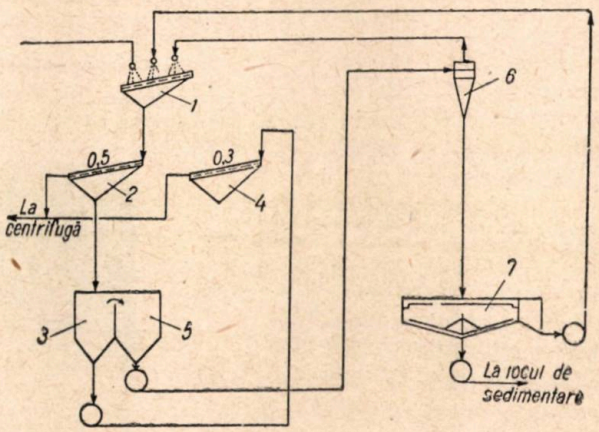


Fig. 4. Circulaţia apelor la spălătoria cu suspensii grele.

prima stropire a cărbunilor pe ciurul de control, iar partea îngroşată se varsă la un îngroşător Dorr *7*. Preaplinul acestuia se foloseşte pentru a doua stropire pe ciurul de control, iar partea îngroşată se refulează.

Îngroşătorul este comun pentru toată instalaţia, dar tot restul aparatelor din această schemă deserveşte numai cîte 2 linii de spălare.

Prepararea şi circuitul suspensiei

În fig. 5 redăm schema simplificată a preparării şi a circulaţiei suspensiei de baritină.

Baritina impură, sfărîmată sub 10 mm, se dozează prin intermediul unui cîntar în moara cu bile *2* unde i se face măcinarea umedă. Controlul granulaţiei nu se face cu un clasor cu grebla ca în instalaţiile devenite clasice la prepararea minereurilor, ci cu un ciclon de clasare *3*. Acesta reciclează la moară materialul de peste 100 μ.

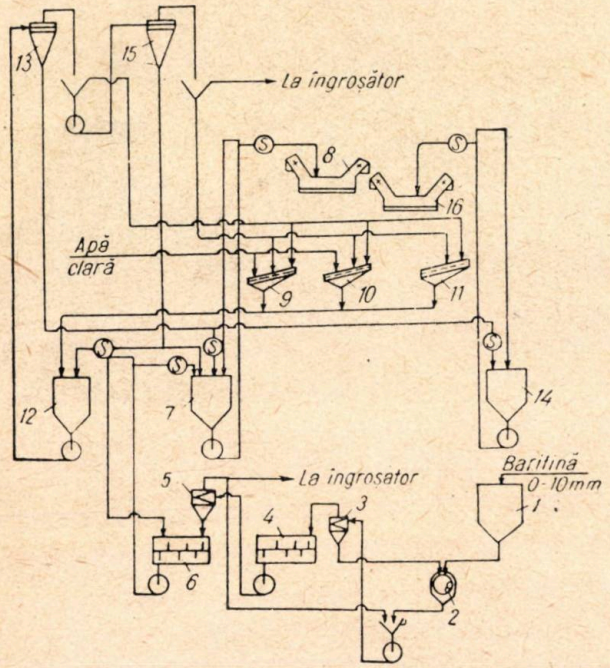


Fig. 5. Schema simplificată a preparării şi circulaţiei suspensiei de baritină.

Preaplinul ciclonului cu material 0—100 μ merge la un agitator cu axă orizontală *4* de unde se alimentează un al doilea ciclon de clasare *5*. Aici se elimină la preaplin materialul de sub 20 μ.

Materialul cuprins între 20 şi 100 μ se scurge la un al doilea agitator *6* de unde se alimentează spălătoria şi în speţă cisterna de suspensie *7* cu greutatea specifică 1,35.

Suspensia din cisternă este refulată în permanenţă în circuit închis. Din acest circuit ea este distribuită cu ajutorul unui servomotor la cuva de spălare cărbune/mixte *8* în cazul cînd a scăzut greutatea specifică sau nivelul lichidului în cuvă.

Suspensia diluată de la ciururile de produse *9, 10, 11* se colectează într-o cisternă *12*. De aici se alimentează bateria de cicloane de îngroşare *13*. Suspensia îngroşată la greutatea specifică 1,7—1,8 se scurge fie la cisterna de suspensie 1,35 *7*, fie la cea de 1,55 *14* în funcţie de nivelul lichidului în aceste cisterne.

Preaplinul cicloanelor de îngroşare serveşte, în parte, pentru prima stropire a produselor, iar restul se refulează la cicloanele de control *15*. Suspensia îngroşată aici la greutatea specifică 1,3—1,4 se scurge fie la cisterna de suspensie 1,35 *7*, fie la cisterna de suspensie diluată *12*, în funcţie de nivelul lichidului în acestea. Preaplinul cicloanelor de control serveşte, în parte, pentru a doua stropire a produselor, iar restul se scurge la îngroşătorul Dorr pentru suspensie (altul decît cel pentru şlam). De aici partea îngroşată se refulează la cisterna de suspensie diluată, iar preaplinul merge la canal.

Din cisterna *14* suspensia de 1,55 se refulează în circuit închis şi din acest circuit se distribuie cu ajutorul unui servomotor la cuva de spălare mixte/şist *16*, în funcţie de greutatea specifică şi de nivelul în cuvă.

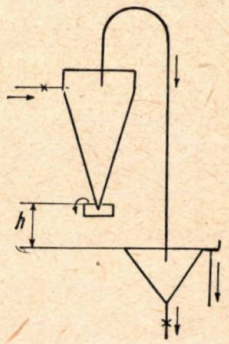


Fig. 6. Hidrociclon reglat cu farfurie.

Cicloanele de îngroşare şi de control au o capacitate de cîte 40 m³/h, la un diametru de 350 mm. Unghiul de vîrf are 20°. Corpul cicloanelor este căptuşit cu cauciuc natural de prima calitate. Orificiul superior este din fontă, cel de jos din sticlă.

Reglarea cicloanelor se face după o metodă nouă cu *farfuria* (fig. 6). Gradul de îngroşare este în funcţie de diferenţa *h* dintre cele două nivele libere: în farfurie şi în pîlnia pentru

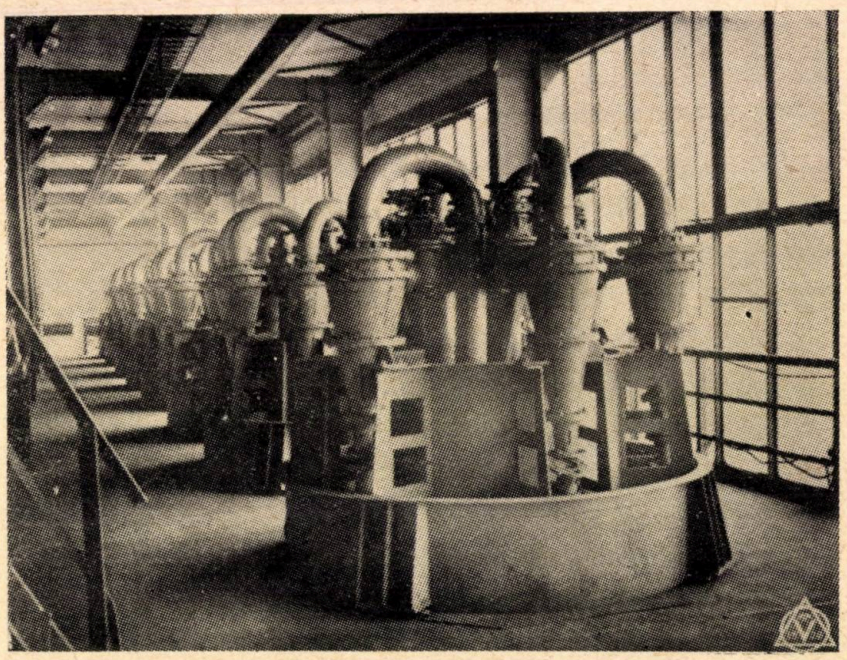


Fig. 7. Vedere de ansamblu a unei baterii de cicloane

scurgerea preaplinului. Ridicarea farfuriei echivalează cu strangularea orificiului inferior şi produce mărirea concentraţiei în suspensia îngroşată.

În fig. 7 se vede o baterie de cicloane de îngroşare şi de control.

Cicloanele de clasare au la vîrf un unghi de 35°.

Pentru refularea suspensiei se folosesc pompe centrifugale. Rotoarele şi căptuşeala de uzură sînt din oţel cu mangan. Durata unui rotor este de 6—9 luni. La presetupe pompele primesc injecţie de apă clară.

În viitor se prevede folosirea unor cicloane necăptuşite, din oţel rezistent la uzură cu Ni, Cr, Mn. Din acelaşi oţel se vor confecţiona şi piesele interioare ale pompelor.

Reglarea automată a greutăţii specifice

În fig. 8 dăm schema de principiu a instalaţiei pentru înregistrarea şi reglarea automată a greutăţii specifice a suspensiei.

Aerul comprimat din reţea se reduce la presiunea de lucru a instalaţiei de reglare, care este de 4 at. Pentru măsurare, presiunea se reduce mai departe la 1,3 at cu ajutorul ventilelor cu ac *1*. Cu ajutorul numărătoarelor de bule *2* se reglează exact acelaşi debit de aer în ambele ramuri de măsurare *3* cufundate la adîncimi diferite, într-un compartiment lateral al cuvei de spălare. Cu ajutorul compensatorului de presiune *4* se adaugă o presiune con-

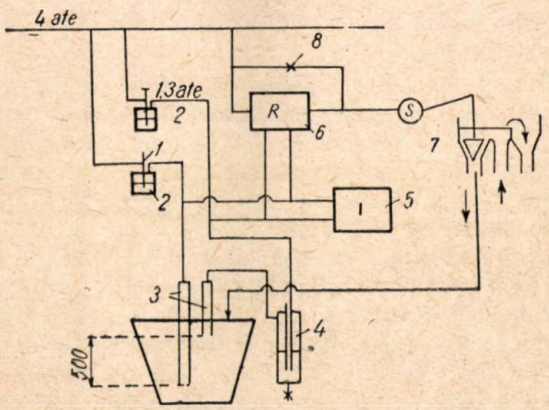


Fig. 8. Schema de principiu a instalaţiei pentru înregistrarea şi reglarea automată a greutăţii specifice a suspensiei.

stantă la ramura mai scurtă, pentru ca astfel diferenţa de presiune dintre cele două ramuri să fie redusă sub 150 mm coloană de apă, limita de măsurare a aparatului înregistrator.

Diferenţa de presiune dintre cele două ramuri este funcţia de greutate specifică a coloanei de lichid dintre capetele lor. Această diferenţă de presiune se transmite înregistratorului cu tor pendular *5* şi regulatorului *6*. Acesta din urmă reglează admisia de aer de lucru la servomotorul *S* care deschide sau închide ventilul *7* prin care se scurge suspensia la cuvă.

Variaţiile greutăţii specifice sînt de ordinul ± 0,01.

În cazul în care se cere modificarea rapidă a greutăţii specifice, se admite aer la servomotor prin ventilul de reglare manuală *8*.

Indici tehnico-economici şi rezultatele spălării

Consumul de apă clară	0,3 m³/t
Consumul de energie	3 kW ore/t
Consumul de baritină	1,3 kg/t
Suspensia în circulaţie pe fiecare linie	400 m³/oră
Lucrători	140

La aceeaşi greutate specifică conţinutul de cenuşă al cărbunelui brun este foarte variabil. De aceea atît recuperarea, cît şi calitatea produselor variază foarte mult.

Spălarea cărbunilor mărunţi în suspensii grele

Actualmente cărbunele mărunt cocsificabil se spală prin zeţaj; în noile proiecte însă s-a prevăzut spălarea lui în suspensii grele cu cicloane de joasă presiune.

Conform proiectului, cărbunele mărunt deşlamat 0,75—8 mm se amestecă într-un mic rezervor cu suspensia grea şi se scurge la ciclonul situat la 4,5 m mai jos. Ciclonul trebuie să stea cu axa înclinată la 15° faţă de orizontală. Suspensia trebuie să aibă o greutate specifică mai mică decît în procedeul static deoarece în ciclon suferă o îngroşare spre periferie. Un ciclon cu diametrul de 500 mm are o capacitate de 50 t/oră.

Procedeul este foarte simplu, nu are piese mişcătoare şi necesită spaţiu puţin.

Faţă de ciclonul de spălare de înaltă presiune (2 ate) prezintă avantajul că aici cărbunele nu mai trebuie să treacă prin pompă. Astfel cărbunele nu se fărămiţează şi nu uzează pompa. Pe lîngă aceasta, se garantează aceeaşi selectivitate ca şi la procedeul static Staatsminjen pentru granulaţie mare.

Utilizarea prafului de furnal înalt ca material de îngreunare

În străinătate se răspîndeşte tot mai mult utilizarea magnetitei ca material de îngreunare la spălarea cărbunilor cu suspensii grele. Avantajele magnetitei sînt evidente:

— datorită greutăţii specifice mari a magnetitei, viscozitatea suspensiei este mai mică decît a suspensiilor de baritină, argilă şi nisip la aceeaşi greutate specifică a suspensiei şi de aici urmează o selectivitate mai bună a procesului de sortare;

— suspensiile de magnetită pot fi epurate foarte bine cu ajutorul separatorilor magnetici şi astfel regenerarea suspensiilor devine simplă şi cît se poate de perfectă. Consumul de magnetită a scăzut la 0,3 kg/t supusă spălării.

În schimb, dezavantajul magnetitei este că în cele mai multe ţări, astfel şi în R. Cehoslovacă (ca şi în R.P.R.), este deficitară.

Magnetita poate fi înlocuită în mod eficace prin praful de furnal înalt, din care se separă partea magnetică. În noile proiecte de spălătorii din R. Cehoslovacă se prevede utilizarea prafului de furnal ca material de îngreunare.

Praful de furnal se macină într-o moară cu bile în circuit închis, cu un ciclon de clasare, la o finețe de 95% sub 60 μ.

Preaplinul ciclonului de clasare merge la un separator magnetic cu bandă.

Utilizînd un praf de furnal cu 40% părți magnetice se garantează un consum de maximum 1 kg/tona supusă spălării.

Asecarea produselor de spălare

Asecarea cărbunelui spălat se face în general pe ciururi. La cărbunele mărunt se mai adaugă asecarea în silozuri. Acestea se dimensionează la o capacitate corespunzătoare unei producții de 12—15 ore.

Întrucît la huilă roca însoțitoare este mai mult gresie și nu marnă argiloasă ca în Valea Jiului, problema asecării este mai simplă. Astfel cărbunele spălat nu trebuie stropit pe ciururi cu apă clară, deoarece prin aceasta nu s-ar elimina un șlam cu cenușă mai ridicată, ca la noi. Silozurile au pentru egutare numai șubărul de închidere din tablă perforată și aceasta permite o asecare satisfăcătoare.

Pentru asecarea cărbunilor mărunți există și centrifuge WDG, însă acestea funcționează mai mult atunci cînd silozurile sînt goale și cere urgent încărcarea cărbunilor asecați.

Cocseriile care lucrează cu regim de stampare cer un cărbune cu maximum 10,5% umiditate, cele cu regim de turnare cu maximum 8,5% umiditate, și aceste condițiuni sînt în general îndeplinite.

Transportul șistului

Transportul șistului din spălătorie se organizează, în general, în comun cu mina cea mai apropiată. Problema șistului a devenit foarte importantă. Pe cîtă vreme înainte cantitatea șistului de la mină și de la spălătorie reprezenta în m³ 10% față de producția normativă în tone, astăzi ea a devenit 40%. Astfel în bazinul Ostrava-Karvina s-au depozitat pînă acum 50 mil. m³ steril, din care jumătate pînă în anul 1939 și cealaltă jumătate după 1939.

În bazinul Ostrava-Karvina sterilul se depozitează peste tot în formă de tericoane. Acestea ajung la înălțimi de 80—90 m.

Tericoanele au însă unele dezavantaje: la terenuri cu rezistență mai mică ele pot produce alunecări. Într-un caz, un tericon a alunecat în albia unui rîu și acum trebuie săpată o nouă albie spre a evita pericolul de inundații care amenință cartierele de locuit apropiate. În alte cazuri, tericoanele s-au aprins și gazele infectează atmosfera. De aceea, din punct de vedere urbanistic, s-a interzis înființarea de noi tericoane și s-a hotărît desființarea treptată a celor existente.

În locul tericoanelor s-a preconizat înființarea unor halde netede în patru puncte centrale, care vor deservi tot bazinul.

Locul acestora s-a ales pe terenuri care actualmente sînt scufundate din cauza lucrărilor subterane și nu au scurgere, deci necesită o asanare.

Sterilul se va depozita pînă la o înălțime de cca. 20 m.

Transportul și depozitarea sterilului se va face tot astfel cum se procedează astăzi cu pămîntul provenit din dezvelirea zăcămintelor de cărbune brun în nordul Boemiei: transportul cu vagoane de cale ferată, autodescărcătoare și depozitarea cu benzi în consolă.

Epurarea apelor reziduale

Spălătoriile consumă apă clară, puțină, supusă spălării 300—500 l/t. Ca urmare, și volumul apelor reziduale este relativ mic. Pe lîngă aceasta, șlamul este mai puțin argilos decît în Valea Jiului și de aceea se depune mai ușor. Cu toate acestea problema apelor reziduale nu este încă rezolvată, deoarece se spală cantități foarte mari de cărbune și la apele reziduale ale spălătoriilor se adaugă și cele provenite de la cocserii și de la industria metalurgică. De aceea, toate rîurile din regiunile carbonifere sînt degradate și, întrucît ele ies din țară, produc dificultăți chiar pe plan internațional.

Pentru epurarea apelor reziduale de la spălătorii, se preconizează amenajarea unor mari lacuri de sedimentare pe terenuri scufundate. Epurarea se va face în două trepte: în prima treaptă sedimentarea se va face fără nici un adaos. Aici se vor depune cca. 95% din materiile solide. În cea de-a doua treaptă se va sedimenta restul materiilor solide sub acțiunea floculantă a apei ce a servit pentru transportul zgurii de la termocentrale și a dizolvat din zgură o cantitate mică de alcalii.

La o spălătorie care tratează 9 000 t/zi cărbune, s-a început amenajarea unui lac de sedimentare cu o suprafață de 250 000 m², care constituie o rezervă pe timp de cca. 10 ani.

Separarea prafului din atmosferă

Toate instalațiile de clasare și de transport unde se degajă praf de cărbune sînt prevăzute cu instalații pentru captarea prafului. Aerul viciat este desprăfuit pe cale uscată sau umedă. Dintre separatoarele uscate cele mai răspîndite sînt multicicloanele și dintre cele mai puțin întrebuințate sînt filtrele cu saci.

Pentru separare umedă se folosesc camere umplute cu inele Raschig peste care se scurge apă.

Instalaţii de dispecer

Toate preparaţiile moderne sînt înzestrate cu instalaţii de dispecer. Dispecerul are în faţa lui o schemă cu toate instalaţiile din uzină. Dacă un aparat din uzină este în funcţie, becul electric din spatele acestui aparat, în schemă, luminează ; dacă are un defect lumina sclipeşte, iar dacă aparatul este scos din funcţiune, lumina se stinge.

Dispecerul poate lua legătura prin telefon-difuzor cu toate locurile de muncă din uzină. El poate porni şi opri de la distanţă oricare maşină din uzină.

Pentru evitarea caramboalelor şi a oricărei greşeli de manipulare, toate maşinile care lucrează în serie sînt blocate, deci, dacă o maşină se opreşte, se opresc în mod automat toate maşinile din amonte şi invers, nici o maşină nu poate fi pornită pînă nu merg toate maşinile din aval.

Controlul cantităţii şi calităţii cărbunilor

Recepţia cantitativă a producţiei brute se face de obicei cu cîntar de bandă, după ce şistul mai mare de 80 mm a fost eliminat. Blocurile de şist nu intră în producţia brută recepţionată.

Din cărbunele recepţionat se determină zilnic conţinutul de cenuşă şi dacă aceasta diferă de cenuşa prescrisă în normă, atunci producţia se corectează în funcţie de conţinutul de materie combustibilă, obţinîndu-se astfel producţia normativă. Numai aceasta contează ca realizare de plan.

Pe lîngă această corecţie a tonajului recepţionat, se aplică şi o corecţie valorică a cărbunelui brut în funcţie de umiditate şi cenuşă.

Din produsele livrate se face o analiză medie zilnică. Media săptămînală a acestei analize trebuie să se încadreze în limitele normelor. În caz de depăşire se aplică şi aici corecţii de tonaj şi corecţii valorice.

Analizele pentru controlul procesului tehnologic se fac pe fiecare maşină şi pe schimb. Pe lîngă analizele de cenuşă se fac aici şi probe de plutire care permit un control rapid al maşinii.

Cenuşa cărbunilor bruţi variază între 17 şi 35% ; în medie pe bazinul Ostrava-Karvina este de 22%. Cărbunele pentru cocs se spală la 8—10,5% cenuşă, mixtele la 42—46%, şi şistul la 74—80% cenuşă.

Capacitatea preparaţiilor şi personalul

Capacitatea spălătoriilor pe care le-am vizitat a variat între 150 şi 600 t/oră.

La una din cele mici, cu o capacitate de 150 t/oră, compusă din separaţie şi spălătorie, sînt pe schemă 1 maistru şi 100 lucrători.

La una din cele mari, cu 600 t/oră, sînt 30 persoane pe schemă, dintre care 3 ingineri şi 500 lucrători, dintre care 120 lucrători calificaţi, inclusiv ucenicii.

Cîştigul mediu al lucrătorilor la preparaţii este de 52 Kcs pe post (cca. 41,5 lei/p), faţă de 104 Kcs în subteran.

Fluctuaţia personalului la preparaţie este de 36%, la mină 55%.

Lucrătorii de la preparaţie se premiază în funcţie de calitatea produselor.

Clădiri şi utilaje

Clădirile sînt larg dimensionate, bine luminate şi încălzite. Partea de sus este peste tot din construcţie metalică.

Utilajele noi sînt foarte robuste, supradimensionate şi au un mers foarte liniştit. Greutatea totală a utilajelor se poate aprecia la 6 t/t oră capacitate, deci pentru 600 t/oră, 3 600 t utilaje. Preţul mediu al utilajelor se ridică la cca. 10 Kcs/kg.

Încheiere

Industria de preparare a cărbunilor în R. Cehoslovacă este foarte avansată.

Proiectarea noilor instalaţii este caracterizată printr-o linie de dezvoltare precis conturată şi prin alegerea schemelor tehnologice cît mai simple.

Utilajele noi de preparare au o construcţie foarte robustă şi o funcţionare sigură.

Multe din soluţiile aplicate acolo pot fi adoptate cu folos la instalaţiile de preparare de la noi.

Din aceste motive este de dorit ca, în cadrul planului de dezvoltare privind prepararea cărbunilor în R.P.R., să se asigure colaborarea institutelor de proiectare şi a industriei de maşini cehoslovace.

Utilizarea izotopilor în industria carboniferă din U.R.S.S.*)

Cel de-al şaselea plan cincinal al U.R.S.S. prevede creşterea extracţiei de cărbune de la 391 milioane tone în 1955 la 593 milioane tone în 1960. Această creştere considerabilă a producţiei va fi asigurată în primul rînd, prin mecanizarea accentuată a procesului tehnologic din subteran, cum şi prin automatizarea, respectiv controlul automat al diferitelor dispozitive şi instalaţii.

Una din căile de realizare sigură a problemei controlului şi reglării automate a diferitelor dispozitive şi instalaţii este utilizarea izotopilor radioactivi.

Uniunea Sovietică acordă un interes deosebit acestei probleme, o serie de institute de proiectare şi cercetări desfăşoară o intensă activitate în studiul şi experimentarea soluţiilor propuse.

O serie de dispozitive se experimentează încă din anul 1955 în minele Combinatului Celiabinsk, cum şi în exploatările de şisturi bituminoase şi uzine cocsochimice din regiunea Leningrad.

Dispozitivele experimentate sau proiectate pot fi grupate în trei mari categorii :

1. Dispozitive bazate pe fenomenul de absorbţie, respectiv măsurarea absorbţiei radiaţiilor unor izotopi de către materialele respective.

2. Dispozitive bazate pe fenomene de reflexie ale radiaţiilor unor izotopi. Se poate măsura fie radiaţiile emise de către un izotop, fie radiaţiile emise de către un nucleu de atom sub influenţa radiaţiilor unui izotop.

3. Dispozitive, la care izotopii radioactivi servesc ca indicatoare.

Metoda de absorbţie

Absorbţia razelor gama este funcţie de grosimea materialului străbătut de densitatea, cum şi de compoziţia chimică respectivă. Pe acest principiu se bazează dispozitivele de numărare a vagonetelor goale sau pline, dispozitivul de supraveghere şi control al umplerii complete a vagonetelor cu cărbune (fig. 1, *a* şi 1, *b*). De o construcţie similară sînt şi dispozitivele de control al umplerii silozurilor şi al dozatoarelor la extracţia cu skipul. Dispozitive similare se utilizează în supravegherea şi dirijarea transportului subteran, respectiv pentru indicarea în camera dispecerului a poziţiei locomotivei. Acest din urmă dispozitiv constă dintr-o sursă de radiaţii fixată pe locomotivă şi un contor prevăzut cu o sursă de curent care declanşează un semnal luminos pe pupitrul de comandă al dispecerului.

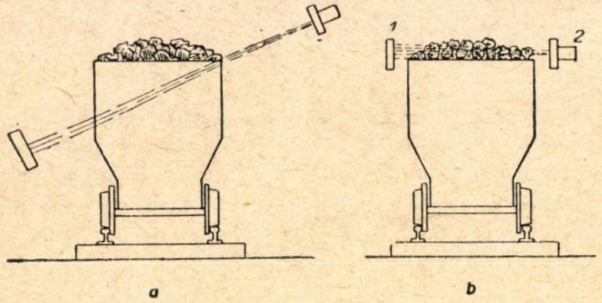


Fig. 1. a) Dispozitiv pentru numărarea vagonetelor.
b) Dispozitiv pentru controlul încărcării vagonetelor :
1 — contor pentru raze gama; *2* — sursă de radiaţii.

Contoarele utilizate în aceste scopuri sînt de tipul LGSch acestea fiind simple, robuste şi avînd un gabarit redus (302×272×136 mm). Releele gamaelectronice utilizate GER sînt fie cu tuburi electronice (fig. 2), fie cu triode cu cristal semiconductor (fig. 3. Sursa de radiaţii este închisă într-un cilindru de plumb prevăzut cu un orificiu care imprimă o anumită direcţie bine determinată radiaţiilor (fig. 4).

Dispozitivele amintite mai sus reprezintă aplicaţiile metodei prin absorbţie a razelor gama în ipoteza cînd, atît grosimea, cît şi compoziţia chimică a materialului ce sînt străbătute, rămîn constante.

Absorbţia fiind o funcţie şi de grosime, metoda respectivă stă la baza unor serii de dispozitive pentru măsurarea grosimii materialelor. O aplicaţie practică utilizată în lucrările subterane o reprezintă dispozitivul de măsurare a debitelor benzilor de transport. Schematic, dispozitivul este reprezentat în fig. 6. Printr-o justă alegere a numărului de emiţătoare, respectiv contoare, cum şi prin adaptarea unui dispozitiv de integrare se pot determina debitele pe o anumită perioadă.

In cazul menţinerii constante a grosimii şi compoziţiei chimice a materialului respectiv, cu ajutorul metodei prin absorbţie, i se poate determina densitatea. In acest sens, dispozitivul imaginat (fig. 5) serveşte pentru controlul curgerii tulburelilor prin conducte, în cazul rambleiajelor hidraulice, al transportului hidraulic de cărbuni etc.

Stabilirea compoziţiei chimice a diverselor materiale poate fi uşor determinată cu ajutorul absorbţiei razelor gama. In acest sens, s-a elaborat un dispozitiv (fig. 7) pentru determinarea rapidă a conţinutului în cenuşă a cărbunilor. Determinarea se bazează prin compararea conţinutului în cenuşă a cărbunelui respectiv faţă de un cărbune cu conţinut de cenuşă stabilit anterior (cărbune etalon).

Pe acelaşi principiu se bazează dispozitivul pentru analiză rapidă a aerului din mină. Dispozitivul măsoară diferenţa de absorbţie de radiaţii a două camere, dintre care una este umplută cu aer, pe cînd cea de-a doua s-a umplut cu aerul de mină de analizat (fig. 8). Depăşind o anumită diferenţă datorită pătrunderii în cameră a metanului sau a gazelor de ardere (gazele rezultate în urma incendiilor subterane sau a autoaprinderii cărbunelui) într-o anumită proporţie, se declanşează un dispozitiv de semnalizare.

*) Prelucrare după articolul Harald Martin „Die Verwendung von Isotopen in sowjetischen Kohlenbergbau", din Glückauf 92/1956 nr. 43/44, pag. 1297/1302.

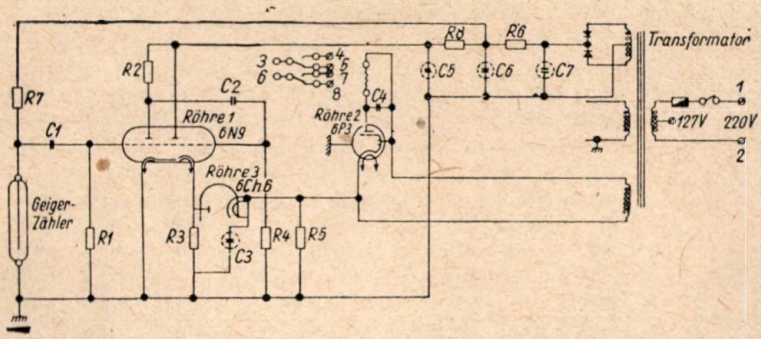


Fig. 2. Schema releului gama electronic GER cu tub electronic.

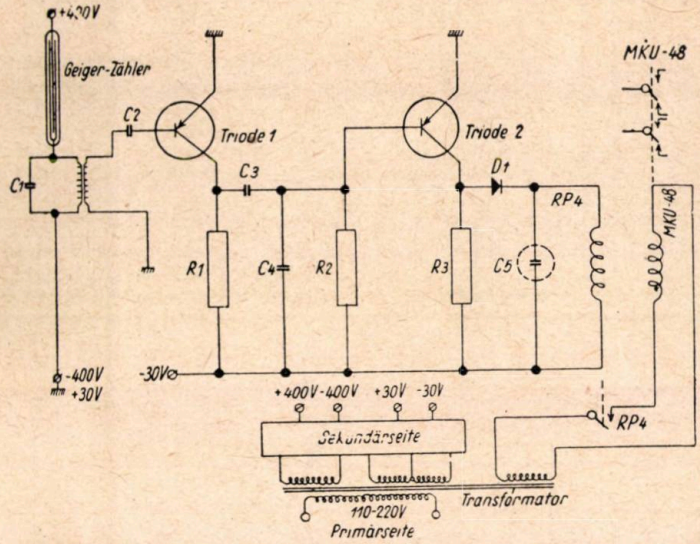


Fig. 3. Schema releului GER cu cristal semiconductor.

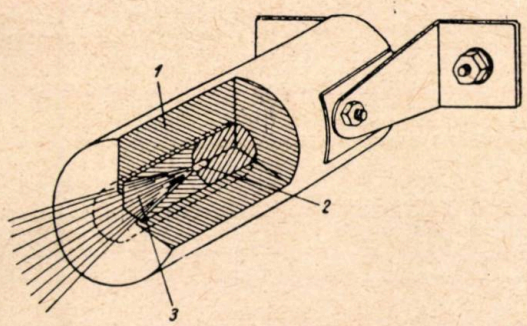


Fig. 4. Sursă de radiații GI cu canal în formă de pîlnie: *1* — înveliș de plumb; *2* — preparat radioactiv; *3* — canal în formă de pîlnie pentru dirijarea razelor.

Metoda prin reflecție

In această grupă intră dispozitivele care se bazează pe fenomenul de reflecție a razelor gama sau a neutronilor. Cu ajutorul reflecției se pot măsura grosimile pereților conductelor, grosimile tubajelor sondelor etc., respectiv ale materialelor ce pot fi accesibile numai într-o singură parte (fig. 9—10). Pentru acestea se folosește un separator de amplitudine. Dispozitivul în fond se bazează pe numărarea impulsurilor produse de razele gama reflectate.

In principiu, prin metoda reflecției se poate măsura densitatea pămînturilor, rocilor etc. cu observația însă ca aceste mărimi se pot determina numai pentru corpurile aflate în apropierea sursei de radiații, respectiv a contorului.

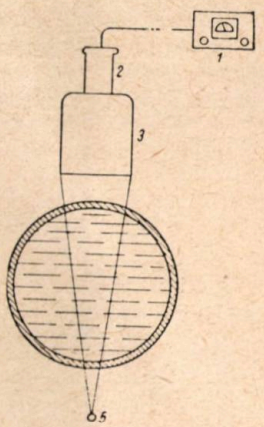


Fig. 5. Dispozitiv pentru măsurarea densității tulburelii: *1* — indicator; *2* — amplificator; *3* — camera de ionizare; *4* — tub; *5* — sursă de radiație Co^{60}.

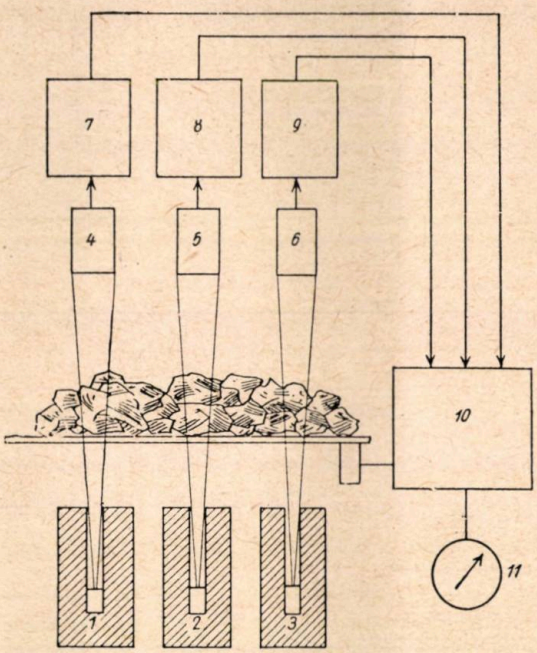


Fig. 6. Dispozitiv pentru măsurarea debitelor benzilor de cauciuc: *1*, *2* și *3* — surse de raze gama cu înveliș de plumb; *4*, *5* și *6* — contoare pentru raze gama; *7*, *8* și *9* — contor logaritmic; *10* — dispozitiv de integrare; *11* — indicator.

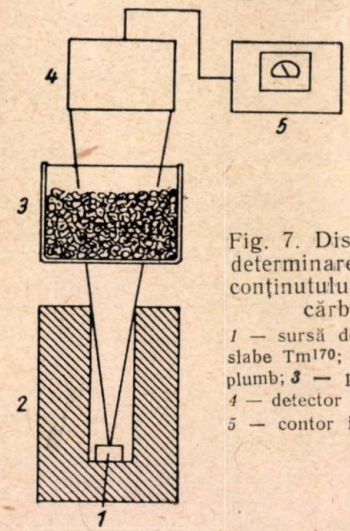


Fig. 7. Dispozitiv pentru determinarea rapidă a conținutului în cenușă al cărbunilor: *1* — sursă de radiații gama slabe Tm^{170}; *2* — înveliș de plumb; *3* — proba de cărbune *4* — detector de raze gama; *5* — contor indicator.

Rezultate bune s-au obținut prin aplicarea metodei, la determinarea conținutului de cenușă, în special a cărbunilor bulgări, unde metoda prin absorbție dă rezultate mai puțin precise. Dispozitivul utilizat este simplu, constituit dintr-o sursă de radiații în înveliș de plumb și un detector (fig. 11).

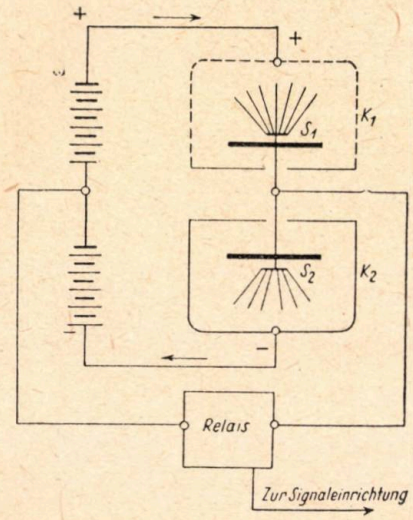


Fig. 8. Schema de conexiuni a unui dispozitiv de semnalizare a focurilor cu ionizare cu raze alfa:
S_1 și S_2 — sursă de raze alfa; K_1 — cameră deschisă; K_2 — cameră închisă, umplută cu aer.

Reflecția neutronilor se utilizează pentru determinarea umidității cărbunilor și rocilor. Metoda se bazează pe fenomenul de frînare a mișcării neutronilor accelerați de către hidrogen. Cu creșterea conținutului în hidrogen crește frînarea mișcării neutronilor. Datorită acestui fenomen se poate stabili conținutul în hidrogen al unei substanțe oarecare.

Măsurînd într-o gaură de mină sau de sondă densitatea neutronilor lenți, frînați de prezența hidrogenului, respectiv determinînd implicit conținutul în hidrogen al corpului respectiv, se poate stabili natura corpului respectiv.

Pentru a determina prezența neutronilor lenți se utilizează contoare cu BF_3, în care neutronii produc o reacție nucleară a B^{10}, emițînd raze alfa, cum și un anumit impuls.

Contoarele utilizate trebuie să fie amplasate într-un înveliș de plumb, pentru a evita recepționarea razelor directe de la sursă, avînd un orificiu care să permită numai recepționarea razelor reflectate.

De o construcție mai simplă sînt dispozitivele care se bazează pe măsurarea intensității radiațiilor gama produse.

Razele gama iau naștere în momentul ciocnirii neutronilor frînați cu nucleul de hidrogen. Intensitatea lor este funcție de densitatea neutronilor frînați, cum și funcție de conținutul în atomi de hidrogen al corpului respectiv.

O dificultate în determinarea umidității cărbunelui o constituie faptul că, însuși cărbunele conține o anumită cantitate de hidrogen. Din acest motiv este necesar de a etalona dispozitivul de măsură cu un cărbune cu conținut de hidrogen constant.

Un dispozitiv bazat pe acest principiu, pentru determinarea rapidă a umidității cărbunelui în silozuri sau buncăre este redat în fig. 12.

Metoda cu indicatoare

In cea de-a treia grupă intră dispozitivele care se bazează pe urmărirea mișcării unor molecule sau cantități mici de materiale cu ajutorul izotopilor radioactivi.

Marcînd cu ajutorul titriumului (un izotop al hidrogenului) sau cu ajutorul izotopului de carbon C^{14} metanul într-o gaură de mină, se poate determina momentul și distanța pînă unde metanul a putut migra. Prin aceasta se pot trage o serie de concluzii asupra modului de înmagazinare și deplasare a metanului în zăcămînt, de asemenea se poate determina conținutul în gaze (metan) al zăcămîntului.

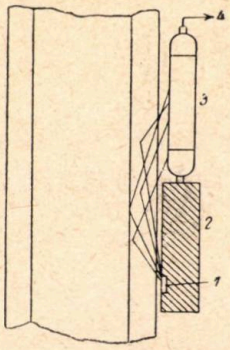


Fig. 9. Măsurarea grosimii peretelui din exterior:
1 — sursă de radiații Co^{60}; *2* — înveliș de plumb; *3* — contor Geiger Müller; *4* — spre dispozitivul de înregistrare.

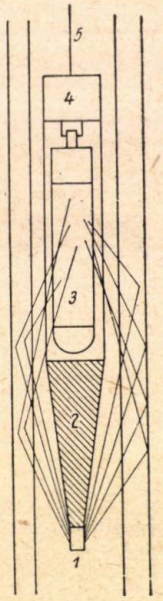


Fig. 10. Măsurarea grosimii peretelui din interior:
1 — sursă de radiații Co^{60}; *2* — con de plumb; *3* — contor Geiger Müller; *4* — amplificator; *5* — cablu.

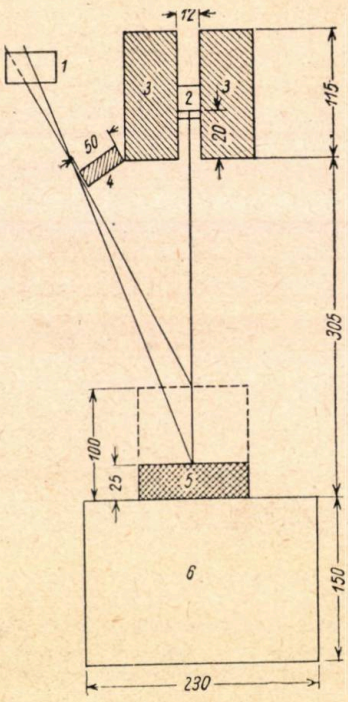


Fig. 11. Dispozitiv pentru măsurarea conținutului de cenușă al cărbunilor blocuri:
1 — detector; *2* — sursă de radiații; *3* — înveliș de plumb; *4* — placă de plumb; *5* — probe de cărbune; *6* — suport de grafit.

Utilizarea titriumului este recomandabilă fiind un izotop mai ieftin și necesitînd o concentrație cu cincizeci de ori mai redusă decît C^{14}.

O altă aplicație a metodei sus amintite este în controlul și urmărirea gazificării subterane a cărbunelui,

utilizînd radonul 222 sau izotopi radioactivi ai argonului xenonului sau kryptonului.

Pentru urmărirea mişcării apelor subterane se utilizează cu succes izotopii atomilor de sodiu.

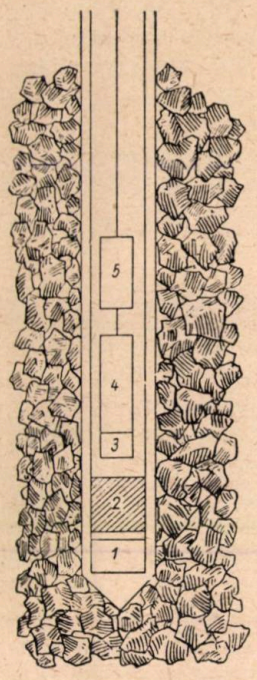


Fig. 12. Dispozitiv pentru măsurarea umidităţii cărbunelui.

1 — sursă de neutroni ; 2 — înveliş de plumb ; 3 — cristal de Li ; 4 — amplificator secundar ; 5 — amplificator.

In instalaţiile de prelucrare a cărbunilor se utilizează metoda pentru urmărirea procesului de flotaţie în procesul de cocsificare, pentru urmărirea transformării sulfului (cu ajutorul izotopului radioactiv S^{35}), cum şi în procesul din furnalul înalt pentru urmărirea fenomenului de reducţie a cărbunelui.

★

In cele de mai sus au fost expuse pe scurt cîteva aplicaţii practice, speciale în industria carboniferă, ale utilizării energiei nucleare în scopuri paşnice.

Trebuie de remarcat că şi în această privinţă Uniunea Sovietică este prima ţară în care preocupările în acest domeniu sînt puse pe primul plan.

După realizarea primei centrale atomoenergetice din lume, U.R.S.S. a păşit la realizarea unor serii întregi de utilaje şi dispozitive care să asigure dezvoltarea tehnică a industriei pentru îmbunătăţirea procesului de producţie, pentru ridicarea nivelului de trai al oamenilor muncii, pentru înflorirea patriei.

Au fost realizate o serie de dispozitive pentru controlul şi supravegherea automată a diferitelor maşini şi utilaje în industria metalurgică, petroliferă, construcţii de maşini etc.

Utilizarea izotopilor radioactivi reprezintă soluţia cea mai ieftină şi eficace pentru rezolvarea problemelor de mecanizare şi automatizare în minerit, ţelul spre care trebuie să tindă întregul proces tehnologic din subteran.

Studii asupra prevenirii şi combaterii focurilor în minele de lignit

Prof. ing. **D. Hrisanide** şi lector ing. **N. Herescu**

Cauzele care pot da naştere la focuri în minele de lignit. Prevenirea focurilor

Factorii care influenţează autoaprinderea ligniţilor în strat. Din studiul cîtorva focuri apărute în minele de lignit, am ajuns la concluzia că avem de-a face cu aceiaşi factori care influenţează autoaprinderea cărbunilor cu un grad de incarbonizare mai înaintat.

Factori chimici

Compoziţia chimică. Punînd în paralel datele pe care le avem asupra ligniţilor din trei mine (tabela 1), dintre care prima mină fără focuri şi ultimele două cu focuri, nu putem trage concluzii certe asupra cauzelor de ordin chimic care împiedică autoaprinderea la prima mină şi favorizează autoaprinderea ligniţilor la celelalte

Tabela 1

Mina	H_2O	Cenuşă	Materii volatile	C fix	H	S	$O_2 + N_2$	Observaţii
A	32,53	10,78	32,30	24,4	3,35	0,28	14,83	Nu se autoaprind
B	40,83	16,67	22,80	19,6	2,25	2,98	10,11	Se autoaprind
C	36,9	26,50	20,14	16,4	2,08	2,93	9,00	Se autoaprind

două mine. Sînt însă de menţionat lucrările de laborator ale tov. prof. I. Blum, prin care s-a demonstrat că ligniţii din Schitu-Goleşti se autoaprind mai uşor decît cărbunii bruni sau huilele, din cauza conţinutului lor mai mare în acizi humici şi lignină; că reziduul rămas în urma îndepărtării ligninei şi acizilor humici din masa lignitului se autooxidează cu aceeaşi viteză ca şi cărbunele brun de Lupeni.

Prezenţa piritei. Cu toate că pirita nu poate fi cauza principală a autoaprinderii, este de presupus că conţinutul mai mare de sulf ce arată analizele de la cele două mine cu ligniţi autoinflamabili, a contribuit, pe lîngă oxidare, la amorsarea autoaprinderii.

Conţinutul de materii volatile nu este un factor hotărîtor. Cu toate că, în general, conţinutul mai mare de materii volatile favorizează autoaprinderea, se vede din tabela 1 că şi ligniţii cu conţinut mic de materii volatile sînt expuşi la autoaprindere.

Factori fizici

Temperatura critică scade după cum se ştie, pe măsura micşorării clasei granulometrice.

Din observaţiile făcute asupra stivelor de ligniţi bruţi din depozite, se constată că autooxidarea şi degradarea lor este inevitabilă.

Totuşi autoîncălzirea, şi mai ales autoaprinderea lor în stive, se produce mai rar. In stive, lignitul xiloid se alterează superficial şi o autoîncălzire a lui se produce rar, probabil din cauza lipsei microfisurilor prin care s-ar fi putut mări considerabil suprafaţa de contact cu oxigenul din aer. Aici trebuie să menţionăm că lignitul în strat nu se fărămiţează în măsura în care se fărîmiţează cărbunii evoluaţi. Particulele de lignit de granulaţie fină sînt în cantitate mică, în raport cu particulele de şisturi care umplu eventualele crăpături ale stratului de lignit. In orice caz, fisurarea şi sfărîmarea se produc ca urmare a presiunii miniere, declanşate în urma operaţiilor de abataj. Probabil aceasta se explică prin faptul că, din cauza texturii lemnoase a lignitului, presiunea rocilor din acoperiş nu provoacă sfărîmarea stîlpului de protecţie şi umplerea crăpăturilor din masivul de lignit cu lignit praf, care ar fi putut să se autoaprindă. Nu este însă exclusă şi autoaprinderea stîlpilor de protecţie de lignit, datorită presiunii miniere. Cazurile de stîlpi de protecţie autoaprinşi care se cunosc, se datoresc focurilor transmise de la focarele care s-au declanşat în zonele exploatate. Determinările făcute asupra temperaturii critice a ligniţilor au arătat că ea este de cca.+200°C. Trebuie menţionată proprietatea ligniţilor de a se exfolia sub influenţa aerului, proprietate care provoacă greutăţi foarte mari la etanşarea digurilor izolatoare.

Umiditatea ligniţilor, care are rol de catalizator în accelerarea proceselor chimice, şi care produce fisurarea şi dezagregarea şi măreşte capacitatea de absorbire a oxigenului din aer, este un factor important în facilitarea autoaprinderii. In general toţi ligniţii, şi în special cei studiaţi, au un conţinut de umiditate foarte mare. In special în minele de lignit unde au avut loc focurile studiate, aerul era saturat cu vapori fapt ce a contribuit la creşterea mai rapidă a temperaturii ligniţilor şi ca urmare şi a vitezei de fixare a oxigenului.

Temperatura mediului înconjurător în minele studiate era cuprinsă între 20 şi 25°C, ca urmare a unui aeraj defectuos şi slab (aeraj natural, descendent).

Factori geologici-petrografici

Stratele de gresii slab cimentate (nisip presat) din acoperişul stratelor de lignit nu se surpă uşor sau se surpă în blocuri, păstrînd o zonă de continuă infiltrare de aer şi scurtcircuitări ale curentului de aeraj.

Stratele de marne din acoperiş sînt puţin rezistente, crapă uşor şi permit infiltrări de aer. Acolo unde apa produce umflarea rocilor marnoase, împiedică în acelaşi timp, prin exces de umiditate, autoaprinderea lignitului.

Incastrarea digurilor de izolare în marne sau gresii slab cimentate este o operaţie dificilă, din cauza imposibilităţii practice de a obţine un perete etanş.

Dacă în acoperişul stratului de lignit se găseşte un strat cu nisipuri curgătoare (acvifere), în unele cazuri acestea ar putea servi pentru inundarea zonei autoaprinse.

In cazul stratelor cu alternanţe frecvente de şisturi cărbunoase, s-au putut constata autoaprinderi, datorită unor anumite condiţii de exploatare.

Nu avem analize petrografice ale acestor intercalaţii. Probabil că aceste intercalaţii sînt constituite din alternanţe de vitrit şi substanţe anorganice, ambele în benzi de grosime microscopică (aceste alternanţe s-au observat şi la unele şisturi autoinflamabile din unele strate de cărbuni evoluaţi).

Dacă şistul se exfoliază, cînd substanţa anorganică se umflă sub acţiunea umidităţii atmosferice, vitritul se oxidează complet, pentru că se găseşte în masa şistului în benzi mai subţiri decît grosimea filmului de oxinită care se formează la suprafaţa sa (la microscop apar ca benzi complet negre). Reacţia fiind exotermică, căldura degajată se poate acumula ridicînd temperatura şistului care influenţează prin conductivitate autoaprinderea benzii de lignit cu care este în contact.

In minele studiate situaţia se prezintă astfel:

Mina A. Grosimea stratului de lignit exploatat 1,5—1,8 m, format din alternanţe de lignit de 0,25—0,50 m şi şist cărbunos sau marnă

de 0,10—0,50 m grosime; înclinarea 28—35°; acoperișul direct marnă 0,20—0,50 m, urmat de un nisip presat, asecat de apă, ce se surpă relativ ușor, în blocuri.

Mina B. Grosimea stratului de lignit exploatat 2—2,5 m, cu mici intercalații de șist cărbunos de 0,10—0,20 m; acoperișul direct marnă de 0,7—1 m grosime, urmat de un alt strat de lignit de 1,0—1,2 m grosime exploatat în trecut, care avea în acoperiș o gresie slab cimentată ce se surpă greu în blocuri mari. Inclinarea stratului 12°. Din observațiile făcute pînă în prezent, cele mai multe focuri la minele de lignit s-au localizat în zonele din imediata apropiere a aflorimentului (20—60 m pe înclinarea stratului — în minele studiate). Explicația trebuie găsită, în primul rînd, în alternanța și întrepătrunderea dintre masa cărbunoasă și masa sterilă sau parțial alterată. Aceste alternanțe și întrepătrunderi creează o situație analoagă celei a stratelor cu intercalații de șisturi cărbunoase. In plus, crăpăturile provocate în acoperiș, ca urmare a exploatării prin surpare, s-au propagat pînă la suprafață, ceea ce a permis scurtcircuitările de aer și deci o circulație a aerului prin lucrările vechi cu o viteză mică.

Factori tehnici minieri

Principalii factori minieri care au influență hotărîtoare în crearea condițiilor în care autoaprinderea să aibă loc, sînt următorii:

— metoda de exploatare;
— metoda de aeraj;
— modul cum sînt conduse lucrările în subteran.

O metodă de exploatare cu pregătiri numeroase care perforează zăcămîntul în toate direcțiile, oferind astfel aerului o suprafață de contact cît mai mare, nu poate fi recomandabilă. O metodă de exploatare în care rămășițele de șisturi cărbunoase se aleg și se lasă în abataj, părăsindu-le în zona unde urmează a se efectua surparea dirijată, este în bună parte principala cauză tehnico-minieră a punctelor de autoîncălzire. La exploatarea stratelor apropiate, vecinătatea lucrărilor vechi va prezenta un pericol permanent, mai ales dacă în aceste lucrări s-au lăsat resturi cărbunoase și dacă nu există hărți cu aceste lucrări. Un aeraj haotic, nedirijat și în serie, este un factor important ce favorizează autoaprinderile.

O conducere neglijentă a lucrărilor miniere, ca urmare a lipsei de experiență și lipsei de pregătire profesională, se soldează totdeauna cu o autoaprindere.

Concluzii în legătură cu prevenirea focurilor în minele de lignit

Din analiza expusă mai sus, și ca urmare a observațiilor făcute, putem trage următoarele concluzii în privința modului de prevenire a focurilor în minele de lignit:

1. Fiecare strat de lignit trebuie să fie studiat din punct de vedere fizico-chimic, pentru a i se cunoaște caracteristicile: compoziția chimică (analiza elementară și analiza imediată), corelația dintre O absorbit și CO și CO_2 degajat, temperatura critică și viteza de absorbție a oxigenului de către cărbune.

2. Idem pentru intercalațiile de șisturi cărbunoase.

3. Fiecare strat de lignit și intercalație de șist cărbunos să fie studiate din punct de vedere petrografic pentru a se cunoaște procentul de vitrit și fuzit, deoarece s-a dovedit în practică că vitritul are cea mai accentuată tendință spre autoaprindere. Cunoașterea factorilor fizico-chimici și petrografici, determină la rîndul ei alegerea și punerea la punct a metodei de exploatare.

4. Aplicarea, pe cît posibil, a metodelor de exploatare cu stîlpi lungi, cu abataje cu front lung în retragere și cu dirijarea rațională a presiunii rocilor din acoperiș. Dacă acoperișul se surpă greu trebuie să fie împușcat.

5. Șisturile autoinflamabile nu trebuie să formeze grămezi și, dacă este posibil, să fie evacuate din abataj. Dacă în abataj se lasă astfel de șisturi, nu trebuie să fie utilizată metoda de exploatare cu abataje cu front lung în înaintare (progresiv), nici metodele cu panouri scurte, cu tăieri direcționale pornite de la un plan înclinat și nici metodele cu camere sau metodele cu mori.

6. In strate mai groase extragerea lignitului trebuie să fie completă; tăierea trebuie realizată în felii succesive, fără alternanțe în extragerea panourilor. Nu trebuie să fie lăsat în abataj lignit mărunt.

7. Fiecare mină de lignit trebuie să posede hărți avînd abatajele trecute pe ele.

8. Deoarece sînt mine în care focurile în stratele de lignit nu sînt cunoscute decît în zona de afloriment, atacată prin operații de abataj, focuri care pot amenința să coboare în adîncime, propunem:

— la deschiderea unei mine sub zona alterată a aflorimentului, să se lase o zonă izolatoare de lignit intact, exploatarea începînd sub această zonă izolatoare;

— zona izolatoare nu trebuie să fie străbătută de galerii, suitori, plane înclinate.

Se va evita deci ca exploatarea să atingă zona aflorimentului.

9. Metodele de exploatare care impun executarea de galerii de pregătire multe și dese trebuie să fie părăsite. Această găurire a stratului este cauza principală a dezorganizării aerajului în caz de foc și a complicării combaterii focului, care se răspîndește rapid de-a lungul galeriilor. Tendința de a exploata stratele de lignit

cu abataje cu front scurt şi de a le găuri în toate direcţiile, trebuie să fie părăsită.

Panourile trebuie să fie exploatate numai în retragere, complet şi fără alternanţe.

10. Aerajul minelor trebuie să fie numai mecanic, realizat cu ventilatoare instalate la suprafaţă, pentru a putea fi stăpînită depresiunea calorică (cînd este nevoie).

11. Trebuie să fie aplicate şi la minele de lignit regulile de aeraj al minelor. Proiectele de deschidere a minelor noi sau de deschidere a orizonturilor noi la minele vechi, trebuie să rezolve aerajul ascendent al minelor de lignit, fără alternanţe de ramuri ascendente; trebuie să fie impusă derivarea aerajului după unităţi productive, evitîndu-se aerajul în serie al locurilor de muncă. Introducerea curenţilor de aer pe plane în jos poate duce, în caz de izbucnire a focului în planul înclinat, la inversarea curenţilor de aeraj şi inundarea minei cu gaze de foc.

Combaterea focurilor apărute în minele de lignit

Metodele clasice de combaterea focurilor în cărbuni pot fi aplicate şi în minele de lignit. Pentru combaterea cîtorva focuri apărute în minele de lignit s-au aplicat următoarele metode: metoda activă, metoda izolării cîmpului de foc, metoda înnămolirii şi combinaţie între aceste metode. Vom descrie mai jos două focuri apărute în două mine din R.P.R. şi modul cum s-a operat.

Focul din mina B

Caracteristicile geologice-petrografice ale lignitului şi rocilor din acoperiş au fost arătate anterior. Metoda de exploatare aplicată era metoda în panouri scurte delimitate de suitori: de la fiecare suitoare, porneau spre cele două aripi ale panoului abataje-cameră direcţionale. După terminarea camerei urma surparea dirijată a acoperişului. Din cauza lipsei de panouri pregătite, extragerea panourilor se executa pe măsura înaintării galeriilor de pregătire şi aeraj. Deasupra galeriei de aeraj se lăsa un stîlp de protecţie, galeria servind drept galerie principală de aeraj a minei în timpul cînd se exploata panoul de sub ea, de la hotar către puţul de aeraj.

Incă din decembrie 1951, perioada în care se lucra la abatajele plasate în amonte de galeria de aeraj, pe măsura înaintării abatajelor către zona exploatărilor vechi, căldura în aceste abataje se accentua. Aceasta a dus la presupunerea existenţei unui focar în exploatările vechi, focar care era întreţinut şi de un curent de aer creat de existenţa crăpăturilor pînă la suprafaţă şi al cărui acces nu putea fi împiedicat prin îndiguirile făcute superficial.

Focul a apărut deschis în 14 iulie 1952, la cîţiva metri deasupra galeriei de aeraj, în dreptul unei suitoare îndiguite superficial, unde fuseseră abataje în panoul de deasupra acestei galerii. Izolarea galeriei nu era posibilă, deoarece servea drept galerie de aeraj pentru întreaga mină (fig. 4). S-a încercat atacarea directă a focului, căutîndu-se să se scoată jarul şi în acelaşi timp şi stingerea cu ajutorul extinctoarelor cu spumă. Operaţia nu a reuşit. S-a trecut apoi la căptuşirea galeriei şi la zidirea

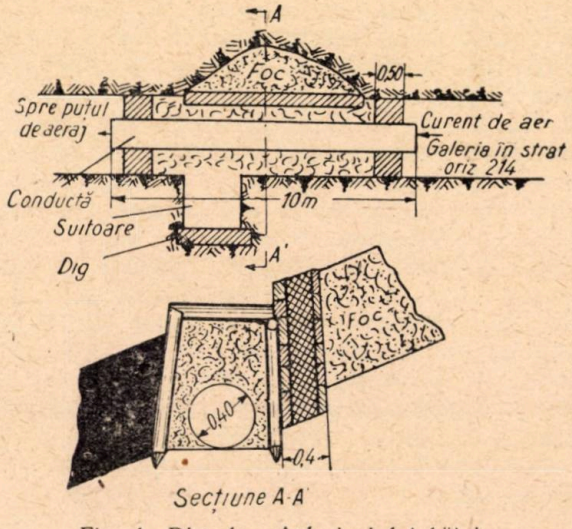


Fig. 1. Dig de scînduri şi lut bătut.

unui perete de-a lungul ei, respectiv la construirea unui dig din scînduri şi lut bătut (fig. 1). Lucrarea nu a fost eficace; focul a transformat lutul în cărămidă, cuprinzînd scîndurile şi elementele susţinerii galeriei (dimensiunile digului: 5 m lungime, 2 m înălţime şi 0,4 m grosime). S-a ajuns la soluţia de a se închide parţial această galerie, printr-o conductă de 10 m lungime, formată din două tuburi a 5 m lungime şi 0,40 m diametru puse cap la cap pe vatra galeriei, iar la capătul conductei s-au construit două diguri transversale din lemn şi lut bătut (dimensiuni 4 m² suprafaţă şi 0,50 m grosime) (fig. 1). Spaţiul dintre cele două diguri s-a rambleiat cu argilă.

In acest fel s-a întrerupt pentru un moment

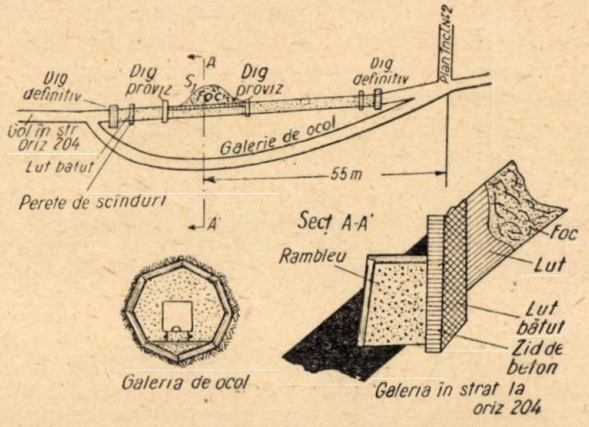


Fig. 2. Modul de izolare a focului.

accesul aerului la foc, dar pe de altă parte circuitul aerului în mină nu a fost întrerupt.

In același timp s-au construit două diguri din lemn și argilă bătută, pe suitoarea S_1 de acces situată în această zonă (fig. 3).

In ziua de 9 august 1952 s-a făcut străpungerea noului puț de aeraj cu planul nr. 2 și traseul curentului de aeraj s-a modificat (fig. 4),

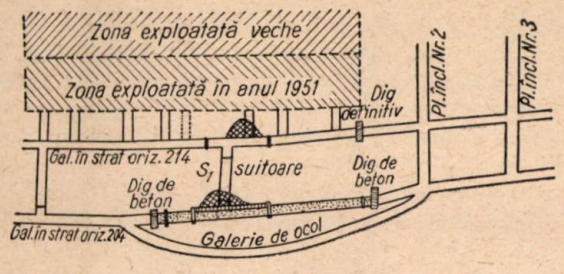


Fig. 3. Poziția focului.

galeria pe care izbucnise focul devenind inutilă. S-a procedat atunci la îndiguirea acestei galerii l-a extremități, prin două diguri din butuci de lemn și lut bătut (dimensiuni 7 m² și 1 m grosime) (fig. 3).

La 21 august 1952 focul a apărut din nou la punctul de joncțiune al suitoarei S_1 cu galeria imediat inferioară (oriz. 204), punct situat la 55 m spre *N* de rampa inferioară a planului înclinat nr. 2 (fig. 2). Focul a coborît pe suitoarea S_1, probabil ca urmare a ruperii conductei instalate în galeria de aeraj (din cauza presiunii din vatră), pătrunzînd prin diguri pînă la oriz. 204. Aici, alimentat de curentul de aeraj, a apărut ca foc viu chiar în galerie,

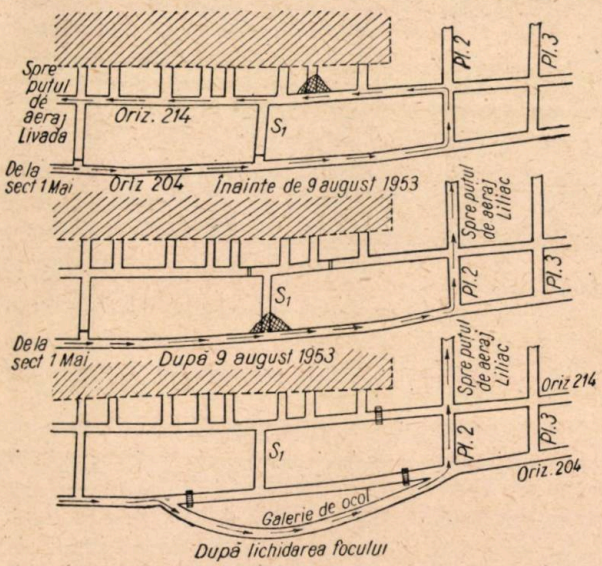


Fig. 4. Schema lucrărilor pentru izolarea focului.

avînd tendința să se extindă către stîlpul de protecție al planului înclinat nr. 2, care are o cale principală de transport. Imediat s-a scos jarul format în suitoarea S_1 și, la adăpostul spumei extinctoarelor, s-a construit primul dig din lut bătut, de-a lungul galeriei, 5 m de o parte și de alta a suitoarei S_1. Deoarece, din cauza fisurilor lignitului, accesul aerului la foc nu a putut fi oprit și focul apărea cînd pe o parte cînd pe alta a digului, s-au făcut pregătiri pentru inundarea cu apă a zonei incendiate. Apa a fost transportată la suprafață în butoaie, pînă la gura puțului de aeraj și de acolo printr-o conductă de 75 mm diametru a fost condusă în mină și injectată de jos în sus, în spatele digului (cca. 10 m³), sub forma unei pulpe formată din 1 parte argilă nisipoasă și 8 părți apă. Față de cantitatea mică de apă ce a fost disponibilă și de faptul că pulpa argiloasă n-a putut pătrunde deasupra focului, nu s-a putut rezolva decît parțial, adică zona incendiată a fost răcorită pentru un timp oarecare. De aceea, s-a luat măsura de a se fora două sonde de la suprafață, pînă deasupra zonei incendiate, sonde prin care să se injecteze o pulpă argiloasă, pînă la stingerea completă a focului. În timpul cît s-au forat sondele, adică pînă în iulie 1953, s-au executat în mină următoarele lucrări:

— un zid longitudinal, pe lîngă peretele galeriei din partea focului, din betonite cu mortar argilos (dimensiuni: lungime 15 m, grosime 0,40 m, înălțime 2,5 m). In spatele zidăriei s-a făcut o umplutură de argilă bătută cu maiul pe o grosime de 0,50 m (fig. 2);

— s-a săpat o galerie de ocol cu profil de 4,97 m², în acoperișul stratului, la o distanță de cca. 15 m de galerie în strat (oriz. 204), în lungime totală de 91 m (fig. 2);

— s-au executat două diguri provizorii pe galeria în strat (oriz. 204), la extremitățile zidului de beton, în care s-a rambleiat cu argilă și nisip (fig. 2);

— s-au executat două diguri definitive din cărămizi de beton cu mortar de ciment, adînc încastrate în pereții galeriei poligonale (dimensiuni: 6 m² suprafață și 0,69 m grosime).

Intregul spațiu dintre diguri a fost rambleiat cu nisip. După terminarea celor două sonde, în lungime de 150 m fiecare, s-a adus apă, printr-o conductă de 4½", pînă la un batal situat în apropierea sondelor, unde s-a preparat pulpa argiloasă în proporție de 1 : 8. S-a introdus apoi cca. 90 m³ pulpă deasupra zonei incendiate (în lunile iunie și iulie 1953) care a ieșit prin oriz. 204. S-a repetat operația în octombrie 1953, cu încă 50 m³ de apă curată, care a ieșit rece prin oriz. 204.

S-a tras concluzia logică că, datorită lucrărilor de izolare executate care au împiedicat accesul aerului la foc și al injectării apei noroioase deasupra focului, acesta s-a stins. Zona a fost pusă sub observație în tot cursul anilor 1954—1955 și nu a mai dat semne de încălzire.

Cauzele probabile ale focului: șistul cărbunos lăsat în abataj, metoda de exploatare cu camere scurte ce erau în contact direct și îndelungat cu curentul de aer, exploatarea panourilor în îna-

intrare cu suitorii panourilor înşirate de-a lungul galeriei de aeraj, neetanşeitatea digurilor de izolare din suitorii unde panoul fusese exploatat. Intre timp s-a schimbat şi metoda de exploatare, trecîndu-se la metoda cu stîlpi lungi, abataje cu front lung în retragere cu mecanizarea operaţiilor de transport şi de tăiere, deci cu o înaintare rapidă a frontului de abataj.

Focul din mina C

Caracteristicile geologice ale stratului de lignit şi ale rocilor din acoperiş au fost arătate la paragraful „Factori geologici-petrografici".

In această mină, exploatarea se află la cca. 20 m de la suprafaţă (zonă de afloriment, cu continue infiltraţii de aer). Exploatarea stratului superior s-a făcut în timpul războiului printr-o metodă de jaf, extrăgîndu-se din abataj numai blocurile de lignit, bucăţile sub 50 mm fiind lăsate grămezi pe vatră. Exploatarea stratului inferior a început mai tîrziu, venind de la limita cîmpului de mină spre planul înclinat de extracţie. S-a aplicat metoda de exploatare cu panouri scurte, cu tăieturi direcţionale, pornind de la plane înclinate scurte. S-a împărţit astfel cîmpul de mină într-un număr mare de panouri, cu locuri de muncă cu productivitate mică. Pentru susţinerea acoperişului (de fapt a intercalaţiei de 0,7—1 m care desparte stratul ce se exploatează de stratul de acoperiş) s-a folosit o „pădure" de stîlpi de lemn care nu se rupeau, ci lăsa ca acoperişul să se aşeze de la sine. Pe măsură ce intercalaţia din acoperiş se fărîmiţa, accesul aerului la grămezile de lignit din vechile abataje se făcea mai abundent şi autoaprinderea nu a întîrziat să apară.

S-a încercat să se combată focul prin metoda izolării cu diguri de lut, însă fără succes, pentru că spaţiile nesurpate din stratul acoperitor, grămezile de lignit mărunt din vechile abtaje şi păienjenişul de galerii din stratul inferior, nu au oferit pereţii intacţi în care să se poată încastra digurile. Din aceste cauze, focul a ocolit sistematic digurile şi a ameninţat să cuprindă întreaga mină.

Metoda prin care s-a putut combate focul a fost crearea unei zone izolatoare de cărbune neexploatat, în jurul vechilor cîmpuri exploatate, zonă al cărui acces a fost închis complet prin diguri de cărămidă.

Panoul de sub zona izolatoare a fost pregătit pentru a fi exploatat prin metoda cu stîlpi lungi în retragere, cu abataje cu front lung, evacuarea totală a lignitului, cu căi de aeraj puţine şi bine întreţinute.

Concluzii şi propuneri în legătură cu combaterea focurilor în minele de lignit

Din exemplele relatate mai sus, cît şi din observaţiile şi studiile făcute asupra focurilor apărute în minele de lignit din R.P.R. sau din străinătate, tragem următoarele concluzii în legătură cu modul de combatere a focurilor apărute, pentru a se putea ajunge la lichidarea lor.

1. *In cazul că focarul este cunoscut* şi accesul la el este posibil, trebuie să fie aplicată *metoda activă* căutînd să se scoată focarul la adăpostul spumei aparatelor extinctoare şi al jeturilor de apă (pentru răcorirea zonei).

2. Cu toate că aplicarea *metodei de izolare* a cîmpului de foc este destul de dificilă, deoarece din cauza pereţilor fisuraţi infiltraţiile de aer alimentează şi întreţin focul care înaintează în contracurent şi ocoleşte digurile, totuşi această metodă trebuie să fie aplicată, în primul rînd, cînd focarul nu este accesibil şi chiar cînd focarul este accesibil, imediat după scoaterea lui. Rezultate relativ bune au dat digurile construite dintr-o succesiune de butuci de lemn şi lut bătut cu maiul. Aceste diguri trebuie să aibă o grosime de cel puţin 1 m şi să fie încastrate în tavan, vatră şi pereţi, pe cel puţin 0,6 m. Preferabil să se execute cel puţin 2 diguri, iar spaţiul dintre ele să fie rambleiat pînă la tavan cu argilă nisipoasă sau nisip.

Se realizează în felul acesta un dop de rambleu întărit cu diguri, care reduce (din cauza lungimii sale) infiltraţiile de aer prin pereţii de marnă sau lignit. Se menţionează că etanşeitatea digului se poate mări, dacă butucii sînt presaţi spre pereţi prin baterea de pene între butuci.

Digurile de cărămidă, în apropiere de zona încălzită, sînt ineficace atît din cauza rocilor moi şi fisurate în care trebuie să fie încastrate, cît şi pentru grosimea mică a peretului. Digurile de cărămidă pot fi aplicate dacă sînt construite în zone nefisurate, — de obicei în galeriile de acces la zonă, pentru izolarea definitivă a zonei încălzite. In acest caz ele trebuie să fie duble, cu un spaţiu între ele de cel puţin 1 m, spaţiu ce se umple bine cu lut bătut cu maiul.

3. *Metoda înnămolirii* trebuie să constituie în viitor metoda principală de combatere şi chiar de prevenire a focurilor în lignit.

In cazul combaterii, ea poate fi aplicată în două variante:

— injectarea pulpei argiloase în spatele digului, prin sonde forate din mină, din apropierea zonei incendiate. Prin injectarea pulpei argiloase în spatele digului se umple spaţiul gol şi se colmatează cu argilă pereţii şi fisurile;

— injectarea pulpei argiloase prin sonde forate de la suprafaţă. Aplicarea acestei variante o recomandăm numai în cazul în care zona incendiată este aproape de suprafaţă (max. 150 m, deoarece direcţia sondelor trebuie să fie bine stăpînită, nu trebuie să fie deviate) şi rocile care trebuie înnămolite sînt groase (gresii fisurate, surpături de blocuri de gresie). Nu este de recomandat, în cazul cînd surpătura este formată din marne sau şisturi argiloase, unde pulpa se infiltrează greu sau nu se infiltrează de loc.

În cazul prevenirii, metoda înnămolirii trebuie să fie aplicată prin injectarea pulpei în spatele digurilor de izolare a zonelor exploatate, în vederea colmatării fisurilor şi deci a împiedicării infiltrărilor de aer, mai ales dacă în zona exploatată s-au lăsat şisturi cărbunoase.

Pulpa va fi formată dintr-un amestec de argilă nisipoasă (ce se găseşte din abundenţă la exploatările de lignit) şi apă în proporţie de 1:8 (1 parte argilă la 8 părţi apă).

4. *Metoda creării de zone izolatoare* trebuie aplicată în cazul focurilor foarte greu de stăpînit (lucrări vechi necunoscute în zona autoaprinsă, metodă de exploatare prin camere cu păienjeniş de galerii mai mult sau mai puţin bine întreţinute).

Zona izolatoare se realizează printr-un stîlp de protecţie din stratul de lignit care înconjoară din toate părţile zona incendiată.

După fixarea zonei izolatoare, exploatarea normală poate începe de la limita exterioară a acestei zone şi se îndepărtează de ea. Acoperişul surpat (sau dirijarea plastică a presiunii rocilor din acoperiş) interpune între noile locuri de muncă şi zona izolatoare o centură de roci incombustibile care creşte continuu. La crearea zonei izolatoare trebuie în primul rînd să se închidă accesul aerului la foc, prin diguri. Zona izolatoare trebuie să fie străpunsă de cît mai puţine lucrări miniere (ca să se poată uşor etanşa); stîlpul de protecţie (de izolare) trebuie să fie cît mai intact. Mărimea zonei izolatoare se stabileşte în funcţie de:

întinderea zonei cu foc;
grosimea stratului de lignit;
prezenţa crăpăturilor şi fisurilor din stratul de lignit;
natura rocilor din acoperiş şi culcuş;
prezenţa lucrărilor miniere vechi;
metoda de exploatare.

Dacă viteza cu care fronturile de abataj se îndepărtează de limita exterioară a zonei izolatoare este mare, lăţimea acestei zone se poate reduce.

Greutăţi care se întîmpină la combaterea focurilor la minele de lignit

Problema combaterii focurilor într-o mină este, în general, o problemă de aeraj. Or, minele noastre de lignit sînt lipsite de cele mai elementare instalaţii de studiu al aerajului.

In ceea ce priveşte analizele de aer viciat, analize care ar trebui să fie făcute periodic, încă nu s-a organizat nimic. Din această cauză combaterea focurilor în minele de lignit este departe de a avea caracterul ştiinţific pe care ar trebui să-l aibă şi, tot din această cauză, concluziile la care deocamdată am putut ajunge, nu au caracterul riguros ştiinţific cantitativ, ci o valoare relativă, dedusă din comparaţia diferitelor metode de observaţie sau rezultate ale procedeului de combatere aplicat.

Urmează ca studiile pe care le-am făcut pe teren să fie considerate ca un început care trebuie să fie continuat cu studii şi încercări organizate, cu aparataj de laborator.

Credem că astfel de studii nu mai pot întîrzia pentru că producţia de lignit este în creştere vertiginoasă, ceea ce va impune punerea la punct, atît a metodelor de exploatare — din punct de vedere al prevenirii pericolului de autoîncălzire a lignitului — cît şi a metodelor de combatere a focurilor care se declară în subteran.

Săparea rapidă a unei galerii cu o viteză lunară de 1021,3 m.

Colectivul de tehnicieni de la minele Joachimov,
— Articol primit din partea redacției revistei Rudy —

În nr. 8/1956 al Revistei Minelor a fost publicat un articol în care același colectiv de autori descria săparea rapidă a unei galerii cu o înaintare lunară de 870,5 m. În încheierea articolului, erau schițate căile care puteau ajuta la realizarea unor rezultate și mai bune și la depășirea limitei de 1 000 m galerie pe lună. Articolul de față, privitor la recordul mondial realizat de minerii și tehnicienii de la minele Joachimov din Pribram, ne arată cum a fost organizată și realizată ultima săpare rapidă cu viteza de înaintare lunară de 1021,3 m.

I. Lucrările de pregătire

Evoluția săpărilor rapide în întreprinderea Ioachimov. Minele Joachimov, întreprindere de stat cu sediul la Pribram, au o anumită tradiție în ceea ce privește săparea rapidă a galeriilor. O dovadă în acest sens sînt randamentele realizate în ultimii ani. Astfel, în ultimii ani, s-au realizat vitezele lunare de mai jos:

iulie 1950	200,4 m,
august 1950	235,5 m,
septembrie 1950	325 m,
15.I. la 14.II.1951	434 m,
octombrie 1951	520 m,
mai 1952	693,1 m,
mai 1954	870,5 m,
august, septembrie, octombrie 1955	1385,4 m,
7.X. la 6.XII.1956	1021,3 m.

După cum rezultă, vitezele de săpare au o tendință de continuă creștere. Realizarea acestor viteze a influențat în mod favorabil creșterea productivității muncii în minele întreprinderii. Deoarece, concomitent cu mărirea vitezei de săpare crește și gradul de mecanizare, se măresc simultan productivitatea muncii și cîștigurile.

Scopul ultimei săpări rapide nu era numai acela de a depăși recordul mondial, ci mai ales de a ajunge cît mai repede la o ramificație a zăcămîntului unde trebuia înființat un nou sector de exploatare, aceasta urmînd a se realiza în condițiile financiare și economice cele mai avantajoase. În afară de aceasta, prin descoperirea rezervelor interne, prin înlăturarea timpilor morți și prin organizarea perfectă a muncii, trebuia să se dovedească posibilitatea măririi înaintării medii pe muncitor, nu numai la minele din Joachimov, dar și în întreaga țară.

Condițiile geologice. Noua galerie, denumită a Revoluției Socialiste a Marelui Octombrie (VRSR), a fost săpată la orizontul VI al minei nr. 6 din întreprinderea Nord și trebuia să deschidă o serie de filoane de minereuri plasate în condiții geologo-miniere grele. Rocile din această zonă sînt formate din șisturi algonchiene cuarțitice în care pătrund uneori gresii. În cursul săpării galeriei au fost străbătute o falie principală (grosimea zonei 2—3 m) și alte falii mai puțin importante. Galeria „VRSR" a fost săpată pe o lungime de 180 m de-a lungul filonului, fapt care a îngreuiat mult mărirea vitezei de săpare și a necesitat un volum mare de lucrări de susținere. O altă parte a galeriei a întîlnit roci dezagregare și purtătoare de mari cantități de apă, la contactul cu șisturile algonchiene.

Galeria a trebuit să fie săpată în direcția spre sud. La o distanță de 840 m de la punctul de inițiere a galeriei se găsește un masiv de granit care a fost străbătut de galerie. În afară de aceasta, a trebuit să se exploreze și partea răsăriteană a cîmpului minei. De aceea s-a hotărît, încă înainte de începerea săpării, ca la distanța de 500 m de la locul de pornire, galeria să se lărgească spre răsărit pe o distanță de 10—12 m. Acest lucru permite așezarea de macaze și efectuarea ramificațiilor de conducte pentru aer comprimat, conducte de apă și tuburi de aeraj. În mod normal, se va continua să-

*) Descrierea detaliată a amplsării utilajului mecanic al platformei rotative etc. se găsește în articolul menționat din Revista Minelor nr. 8/1956.

parea pînă la trecerea de granit, apoi echipa va trece şi va continua săparea spre zona răsăriteană.

Alegerea profilului de săpare. La pregătirea săpării galeriei s-a luat în consideraţie şi profilul galeriei. Profilul trebuia să îndeplinească următoarele condiţii: pe de o parte să corespundă în viitor exploatării, iar pe de altă parte, să permită funcţionarea maşinii de încărcat şi realizarea perforării. Mărirea profilului permite în adevăr plasarea unui număr mare de perforatoare, dar prin aceasta se măreşte concomitent şi durata de încărcare a rocilor. În cele ce urmează vom indica calculul duratei de încărcare la o înaintare de 1 000 m în timp de 31 de zile pentru diferite profile de săpare.

Ca bază de calcul s-a luat durata medie de încărcare a unui vagonet, inclusiv pregătirea, care a fost realizată la înaintarea de 870,5 m şi anume 40 s (tabela 1).

Tabela 1

Profilul în m²	Numărul vagonetelor	Durata de încărcare, în min.	% din timpul total
8	21 300	14 200	31,8
9	23 900	15 930	35,7
10	26 600	17 730	39,7
11	29 300	19 530	43,7

Din tabela 1 se vede că prin mărirea profilului cu 1 m² durata perioadei de încărcare se măreşte de fiecare dată cu cca. 4% din durata totală a ciclului. Practica săpărilor rapide ne arată că fiecare miner necesită pentru a putea executa o muncă eficace aproximativ 1 m² front. Aceasta înseamnă că viteza de perforare la tehnica actuală pentru 1 m front poate fi redusă numai într-o măsură foarte limitată. O condiţie a îndeplinirii ciclului era ca perforarea găurilor de mină să se termine de către toţi minerii aproximativ în acelaşi timp.

Cu toate că muncitorii de la săpare considerau pînă acum ca mai avantajos un profil cît mai mare, pe baza analizelor făcute s-a justificat necesitatea micşorării profilului de la 10,5 m² la 9 m². Aceasta a permis realizarea unei economii de timp, deoarece în cursul înaintării cu fiecare 1 m s-a economisit săparea a 1,5 m³ rocă, faţă de săparea rapidă record realizată în anul 1954.

Dacă se consideră ca înaintare medie pe ciclu valoarea de 2,33 m, atunci la profilul de 9 m² se economisesc 5,6 m³ rocă, ceea ce reprezintă cca. 9 vagonete încărcate, aşadar, o economie de 6 minute. Această economie de timp înmulţită cu numărul ciclurilor pentru întreaga lună dă o imagine a rolului important pe care l-a avut la săparea rapidă alegerea cît mai judicioasă a profilului.

Diagrama de ciclicitate planificată. O premiză pentru realizarea reuşită a scopului trasat, adică realizarea unei înaintări de cel puţin 1 000 m în 31 de zile, era organizarea perfectă a muncii, folosirea tuturor mijloacelor tehnice şi de mecanizare şi o colaborare exemplară între mineri şi tehnicieni.

Condiţia principală a organizării muncii era folosirea optimă a timpului de lucru şi aceasta a fost realizată prin suprapunerea perfectă a operaţiilor de lucru. Timpul total a fost împărţit în operaţii principale din front şi operaţii auxiliare (montarea liniilor ferate, suflarea cu aer a găurilor de mină, prelungirea conductelor de aer şi apă şi a tuburilor de aeraj) care erau realizate simultan cu operaţiile principale, astfel că înaintarea în front se făcea continuu. Deoarece durata operaţiilor principale a fost redusă la un minimum posibil, a trebuit să se acorde o deosebită atenţie organizării operaţiilor auxiliare, pentru ca acestea să nu afecteze înaintarea în front. Reuşita era condiţionată de o colaborare perfectă între mineri şi lucrătorii de la întreţinere, mecanici şi electricieni; la alcătuirea ciclogramei planificate s-a pornit de la realizările obţinute la săparea rapidă din mai 1954 (870,5 m), şi anume:

Pregătirea pentru perforare	3 min
Perforarea	32 min
Încărcarea explozivilor şi aprinderea	20 min.
Aerajul	5 min
Pregătirea pentru încărcare	3 min
Încărcarea materialului	42 min
Durata totală a ciclului	125 min

Pentru săparea celor 870,5 m au fost necesare 365 cicluri, cu o înaintare medie de 2,45 m/ciclu. Deoarece condiţiile geologice dovedeau ca posibilă realizarea unei înaintări medii de 2,4 m la o puşcare, ciclul mediu din plan a fost scurtat.

Bazat pe aceste premize s-a întocmit ciclograma pentru săparea galeriei „VRSR" cuprinzînd 4,5 cicluri pe schimb şi care a avut următoarea componenţă:

Pregătirea pentru perforare	5 min.
Perforarea	35 min.
Încărcarea explozivilor şi aprinderea	15 min.
Aerajul	5 min.
Pregătirea pentru încărcare	4 min.
Încărcarea materialului	43 min.
Total	107 min.

Diagrama de ciclicitate planificată şi cea realizată la galeria „VRSR" pe distanţa de 1021,3 m este arătată în diagrama 1.

Alegerea cadrelor şi pregătirea echipelor de lucru. Săparea a 1 000 m galerie în timp de o lună a necesitat în primul rînd alegerea unor muncitori şi tehnicieni încercaţi, care să asigure dinainte atingerea scopului propus. Fiecare şef de echipă a ales, în înţelegere cu conducerea întreprinderii şi cu organizaţia sindicală, supraveghetor de mină care era maistru mecanic. Doi maiştri electricieni, doi ingineri minieri şi doi ingineri mecanici au efectuat alternativ în toată perioada de săpare a galeriei supravegherea tehnică în întregul schimb, în felul acesta existînd garanţia că dificultăţile care s-ar putea ivi în cursul săpării să fie

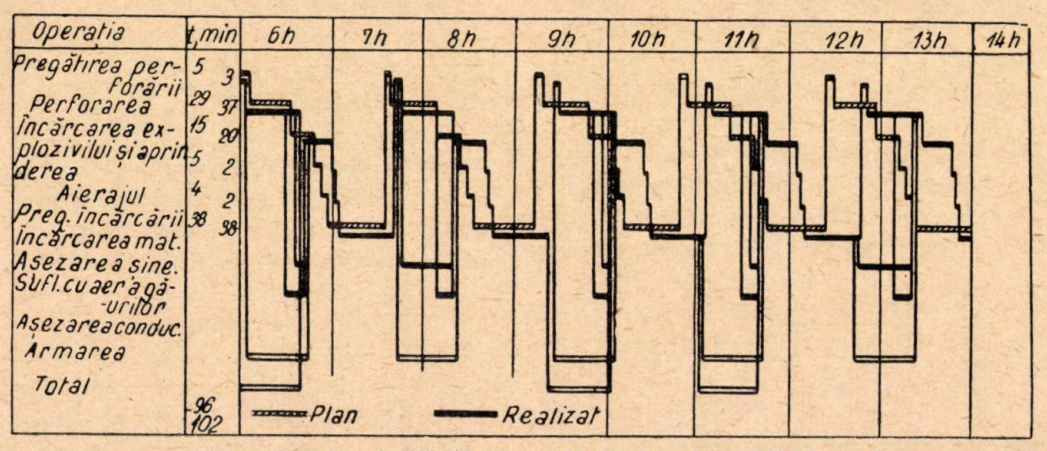


Diagrama 1. Diagrama de ciclicitate planificată şi realizată la galeria VRSR pe distanţa de 1021,3 m în 31 de zile. Mersul în timp al operaţiilor într-un schimb.

cîte 13 mineri. Au fost aleşi oameni care cunosc bine nu numai operaţiile de perforare, ci şi celelalte munci miniere şi care sînt caracterizaţi mai ales printr-o disciplină voluntară perfectă. Aceşti salariaţi au fost împărţiţi în patru schimburi şi numai o parte în trei, conform tabelei următoare:

	Schimbul			
	I.	II.	III.	IV.
mineri	14	14	14	14
artificieri	1	1	1	1
ajutoarele artificierilor	2	2	2	2
dulgheri	2	2	2	2
reparatori de perforatoare şi de încărcătoare	1	1	1	—
lăcătuşi	2	2	2	—
mecanici de locomotive	1+1+1	1+1+1	1+1+1	—
lăcătuşi electricieni la întreruptoarele electrice	1+1+1	1+1+1	1+1+1	—
electricieni în front	1	1	1	1
electricieni ptr. cabluri	2	2	2	—
lăcătuşi în atelier	1	1	1	—
magazioner	1	1	1	—

In total, în acest orizont au lucrat deci 113 oameni la săparea a 700 m şi 119 oameni după aceasta pînă la săparea celor 1 021,3 m. Din cauza vitezei mari de săpare şi a creşterii distanţei pînă la front s-au mai adăugat şase lucrători auxiliari. Pînă la distanţa de 700 m, un schimb avea deci 31 de oameni, iar peste 700 m, 33 oameni.

La pregătirea săpării s-a considerat că pentru obţinerea unui randament mai mare, va fi necesară şi o mai atentă supraveghere tehnică. De aceea, a fost introdus în fiecare schimb un rezolvate imediat şi să nu se producă opriri inutile. Spre deosebire de săpările din trecut, s-a întărit în special supravegherea funcţionării şi întreţinerii utilajelor. Practica ne-a arătat că aceste măsuri erau perfect justificate. Înainte de începerea săpării au fost convocate două consfătuiri de lucru, la care au luat parte toţi membrii echipelor de lucru. La aceste consfătuiri s-a explicat scopul şi importanţa galeriei, precum şi modul de lucru cu noile perforatoare.

Fiecare membru al echipelor a luat cunoştinţă de lucrările pe care va trebui să le efectueze în galerie în tot cursul lunii. Concomitent s-a accentuat necesitatea unei discipline perfecte a tuturor membrilor din echipă; în cazul călcării disciplinei de lucru sau a unei incapacităţi de muncă se proceda la schimbarea lucrătorului respectiv. Celor prezenţi li s-au făcut cunoscute de asemenea condiţiile de salarizare. Din acest colectiv mare au fost înlocuiţi în timpul săpării rapide a galeriei numai trei muncitori, fără însă ca prin aceasta colectivul de lucru să se resimtă. La consfătuiri s-a hotărît de asemenea ca înainte de începerea tăierii să se efectueze cîteva cicluri experimentale în timpii care erau prescrişi de diagrama de ciclicitate. Cu o săptămînă înainte de începerea lucrărilor principale, încercările au fost efectuate, fiecare echipă făcînd în schimbul respectiv cîte un ciclu în prezenţa unui cronometror care a înregistrat exact fiecare operaţie, iar

după terminarea ciclului predînd fişele de cronometrare echipei respective. Echipa, împreună cu tehnicienii, au comparat timpii realizaţi la locul de lucru cu timpii prescrişi în diagrama de ciclicitate. S-au stabilit de asemenea timpii morţi inutili, s-a îmbunătăţit organizarea muncii şi repartizarea diferitelor operaţii pentru fiecare membru al echipei.

Pentru a folosi din plin rezultatele muncii colective şi pentru a da posibilitatea unei comunicări a experienţei cîştigate în timpul tăierii, lucrătorii din echipele de la galerie şi tehnicienii au fost cazaţi împreună într-o locuinţă a întreprinderii.

Deoarece toate instalaţiile mecanice de la suprafaţă (maşinile de extracţie etc., oprire) erau în funcţiune continuă timp de 31 de zile, a trebuit să se asigure mersul fără deranjamente al acestora pe toată durata săpării rapide a galeriei.

Prima şi cea mai importantă sarcină a fost asigurarea unui număr suficient de vagonete goale. La suprafaţă, în clădirea puţului, au fost instalate punţi rabatabile şi dispozitive de oprire. Cu cca. 14 zile înainte de începerea săpării s-a făcut o revizie completă a acestor instalaţii de către mecanicii întreprinderii. Totodată s-au confecţionat toate piesele de rezervă la care s-au constatat, în timpul funcţionării prealabile, deranjamente (ca de ex. limbile pentru punţile rabatabile etc.).

In timpul lucrărilor de pregătire, cu puţin înainte de începerea săpării rapide, s-a făcut o revizie a staţiei de transformare, inclusiv instalaţiile de distribuţie, de semnalizare şi de telefon ale puţului şi de asemenea a maşinilor de extracţie, inclusiv circuitul de siguranţă al locomotivelor de mină şi al staţiei de încărcare. De asemenea s-a controlat starea bateriilor de compresoare şi acumulatoare pentru locomotive.

Dintre pregătirile făcute în mină trebuie menţionat că în galeria principală care mergea de la puţ (şi din care în spre sud, se ramifică galeria VRSR), s-au pregătit depozitele de explozivi, atelierul de lăcătuşerie, depozitele de materiale şi o cameră specială în care se pregăteau încărcăturile de explozivi în timpul încărcării materialului şi perforării. Atelierul de lăcătuşerie era format din două camere: într-una era instalat un polizor în care lăcătuşul ascuţea sfredelele tocite, iar în a doua cameră, se reparau perforatoarele. Aici erau de asemenea depozitate şi piesele de înlocuire pentru perforatoare şi o parte din perforatoarele de rezervă. In depozit era păstrat materialul mărunt, ca: mînere, răngi ascuţite, prelungitoare, ciocane, topoare, chei, pompe de apă, garnituri de cauciuc pentru sorburi, materiale electrice etc.

Nu departe de locul de muncă, la o parte a galeriei, se găseau două plăci pe care se depuneau sfredele şi alte materiale. Aceste plăci erau deplasate pe măsură ce frontul de lucru înainta.

Tot utilajul, începînd de la ventilatoarele electrice şi pînă la crampoanele pentru linia ferată, a fost adus în întreprindere încă înainte de începerea săpării, pe baza unei liste elaborate, conform normelor de consum. Materialul greu (lemnul de mină, şinele, traversele, conductele de aer şi de apă şi conductele de aeraj) a fost adus în mină cu 10 zile înainte de începerea săpării galeriei şi anume în cantitatea necesară pentru o lună întreagă. Restul de material mărunt a fost adus la orizontul respectiv în cantitatea necesară pentru 14 zile. Materialul lung a fost depozitat în galeria principală, în apropiere de locul de începere a galeriei, iar materialul mărunt — în depozitul menţionat mai sus. In timpul depozitării, materialul greu a fost sortat şi marcat.

Materialele electrice necesare pentru galerie au fost păstrate în modul obişnuit, în afară de cablurile care au fost pregătite în bucăţi lungi de 100 m. In timpul săpării galeriei, cablul era coborît în puţ înfăşurat cîte 100 m pe tambur de înfăşurare şi era fixat pe şasiul unui vagonet de mină.

II. Utilajul tehnic şi mecanizarea

Apa de spălare era adusă dintr-un rezervor amplasat în orizontul superior, cu o presiune de 7—8 at, printr-o conductă cu diametrul de 50 mm. Aerul comprimat era canalizat de la suprafaţă printr-o conductă cu diametrul de 200 mm, iar în galerie printr-o conductă cu diametrul de 125 mm. Presiunea aerului era menţinută continuu la 7—8 at.

Pentru asigurarea unei organizări perfecte a muncii şi pentru reducerea maximă a timpilor morţi, s-a instalat la o mică distanţă de front un telefon transportabil, astfel ca el să nu fie vătămat în timpul puşcării. Alte telefoane erau racordate la atelierul de lăcătuşerie din orizont, la depozitul de explozivi şi la locul de pornire. Aceste telefoane erau legate cu reţeaua telefonică normală a întreprinderii şi cu ajutorul lor se putea comunica cu diferitele branşamente telefonice din subteran şi din afară, cu dispecerul, cu atelierul electric şi cu atelierul mecanic de la suprafaţă şi de asemenea şi cu căminul muncitorilor din echipă.

Încărcarea materialului. La întocmirea diagramei pentru galeria „VRSR" s-a constatat că randamentul maşinii de încărcat PML-5 utilizată curent, nu este suficient.

Pe baza experienţei cîştigate la săpările anterioare s-a hotărît să se modifice (să se mărească) cupa astfel ca pentru umplerea unui vagonet cu un conţinut de 0,6 m³ să fie deajuns 3 cupe în loc de 4—5 cupe cît erau în mod normal. Deoarece anumite piese erau solicitate mai mult din cauza măririi cupei, a trebuit să se aducă anumite modificări şi îmbunătăţiri.

Maşina de încărcat sovietică, de tipul PML-5M, a corespuns mai bine cerinţelor noastre pentru un randament mai mare. Deoarece nu avem la dispoziţie maşini noi, s-au pregătit trei maşini de încărcat după ce li s-a făcut o reparaţie generală. In afară de motorul şi cutia de viteze, din cauza măririi încărcăturii cupei, este solicitat mai mult şi lanţul care formează leagănul cupei. Toate suprafeţele pe care cupa se sprijină atunci cînd intră în roca împuşcată, se uzează mai repede din cauza solicitării mai mari. Din această cauză variază şi tensiunea din diferite cabluri care, din aceste motive, se pot rupe, înlocuirea lor producînd pierderi mari de timp. Din cauza uzurii cablurilor în timpul funcţionării variază şi unghiul de atac al cupei şi aceasta nu mai intră în material sau se loveşte de traversă.

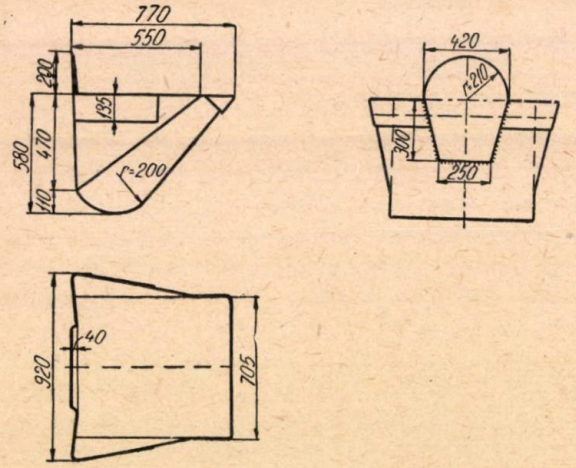


Fig. 1. Modificarea cupei la încărcătorul PML-5M.

Aceste defecte au fost înlăturate prin căptuşirea suprafeţelor de sprijin de pe leagănul cupei şi de pe placa turnantă superioară cu arcuri de automobil aplatisate, vechi. După această modificare, cu toată solicitarea mărită, deranjamentele la cabluri au fost minime (fig. 1).

Pentru a folosi pe deplin aerul comprimat în vederea creşterii randamentului maşinii de încărcat, s-au luat următoarele măsuri:

Pîrghiile de comandă şi barele de distribuţie au fost fixate astfel încît orificiile de aducţie la distribuţie să se acopere exact. Poziţia justă era marcată cu o crestătură. In timpul funcţionării ea era controlată continuu şi mai ales la distribuţia pentru motorul inferior (înainte-îndărăt), care este comandat indirect, a trebuit să se înlăture de cîteva ori jocul format şi care influenţa poziţia sertarului de distribuţie.

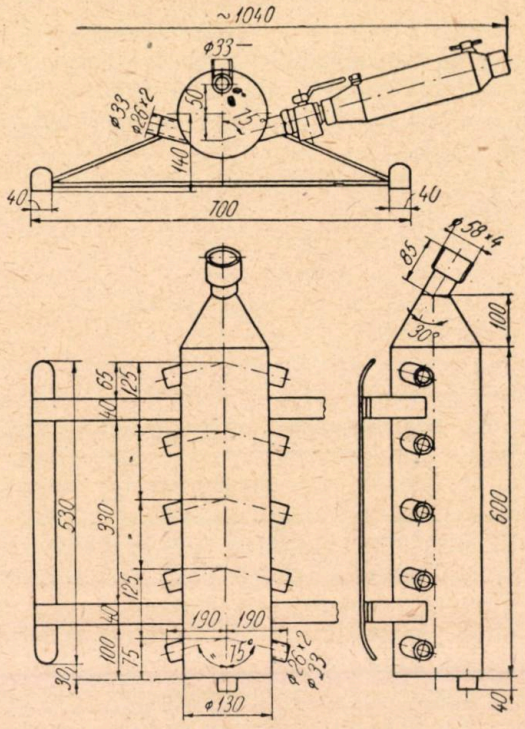


Fig. 2. Bateria de aer comprimat.

Pentru a micşora rezistenţa aerului de eşapare de la motor, a trebuit să se desfacă cotul de dirijare, în care se forma un strat puternic de gheaţă. După ce a fost înlăturat acest dispozitiv de atenuare al motorului inferior, curentul de aer de eşapare răcea puternic aerul din spaţiul treptei şi turbiona micile pietricele, fapte care dăunau funcţionării maşinii de încărcat. Această deficienţă a fost înlăturată prin sudarea unei diafragme oblice direct la treaptă astfel ca aerul de eşapare să fie dirijat sub treaptă. Adîncimea treptei a fost micşorată la dorinţa muncitorilor, de la valoarea standard de 300 mm la 200 mm. Această modificare a permis ca muncitorii care stăteau mai sus să urmărească mai bine cupa în toate poziţiile ei.

In timpul săpării galeriei rapide s-a adus în întreprindere o maşină de încărcat, NI-21 V, de producţie cehoslovacă. După modificarea distribuţiei şi a cupei, maşina a fost dată în funcţiune. In timpul funcţionării s-a constatat că este mult mai rapid decît tipul folosit, PML-5M. Atunci cînd lua însă material din părţile laterale ale galeriei, maşina nu avea o stabilitate

necesară şi de aceea a fost scoasă din funcţiune după două schimburi. În cazul cînd greutatea acestei maşini de încărcat va fi mărită la cel puţin 3 500 kg, pentru a-i majora stabilitatea, randamentul ei la încărcare va putea fi sporit şi mai mult. Pentru ca randamentul maşinii de încărcat în funcţiune să fie cît mai mare, s-a hotărît ca maşinile să alterneze la frontul de lucru, astfel ca durata de funcţionare să fie, la toate, aproximativ aceeaşi. Această măsură a dat rezultate bune. Maşina de încărcat a fost înlocuită numai o singură dată, în timpul încărcării, din cauza unui deranjament la cutia de transmisie inferioară. Pentru maşinile de rezervă au fost săpate nişe speciale în timpul săpării galeriei.

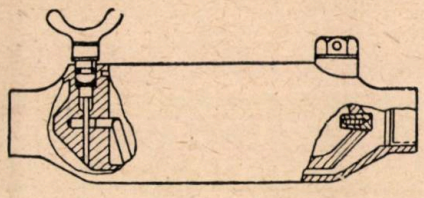


Fig. 3. Dispozitiv de ungere automată.

Perforarea. Pentru distribuţia aerului comprimat la diferitele perforatoare EDK-60 s-a pregătit o baterie (fig. 2, 3) la care s-a montat la fiecare ieşire un dispozitiv automat, de ungere, din care aerul antrenează în drumul lui către perforator o cantitate mică de ulei şi care poate fi reglată. Această amenajare a distribuţiei a dat rezultate bune şi s-a manifestat printr-o creştere a randamentului perforatoarelor şi prin foarte puţine deranjamente ale acestora. Toate ieşirile de la baterie erau numerotate. Această amenajare a uşurat mult pregătirea pentru perforare, pentru repararea rapidă a furtunurilor vătămate sau pentru înlocuirea perforatorului.

La toate perforatoarele s-a găurit fundul camerelor de eşapare. În felul acesta s-a înlăturat formarea stratului de gheaţă pe nervuri, ciocanul nu se uzează, randamentul este mai mare şi eşaparea aerului este dirijată în axa perforatorului. Această modificare este importantă mai ales în cazul plasării unui număr mai mare de mineri foarte aproape unul de altul (perforarea s-a făcut cu spălare cu apă).

Pe tot timpul săpării s-au folosit alternativ 27 de perforatoare, care erau numerotate. La nici unul dintre acestea nu a fost distrusă vreuna din piesele principale. După curăţirea şi înlocuirea arcurilor de la clichete şi după ungere, ele erau readuse în stare de funcţionare. In tot timpul săpării s-au folosit tăişuri de perforare detaşabile (cu cap), cu diametrul 0,36 mm, produs Poldi. Cu toată solicitarea puternică, numai în cîteva cazuri s-a produs o desfacere a plăcuţei de metal dur. În nici un caz nu a fost deteriorat corpul tăişului. Plasarea găurilor de mină este arătată în fig. 4.

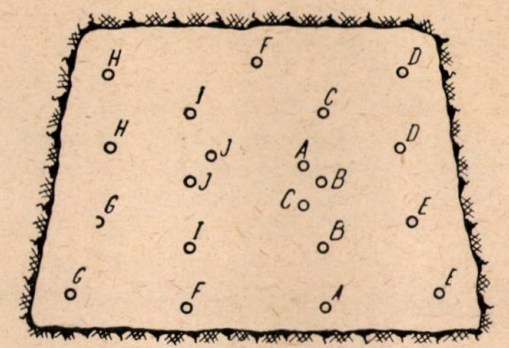


Fig. 4. Plasarea găurilor de mină.

Aerajul. Locul de lucru era aerat cu tuburi de aeraj cu un diametru total al conductelor de 400 mm, avînd montate ventilatoare electrice axiale de tipul Lu-400. Tuburile de aeraj erau duse de la frontul galeriei pînă la suitoarea care ducea la orizontul V. Fundul suitoarei era etanşat la orizontul VI pentru ca aerul să nu fie aspirat inutil din galeriile apropiate. Gura suitoarei de la orizontul V era etanşată perfect şi aici a fost instalat un ventilator cu diametrul 800 mm. Aerul viciat era dus la orizontul IV şi de aici el era aspirat mai departe, la orizontul III, cu un ventilator avînd diametrul rotorului

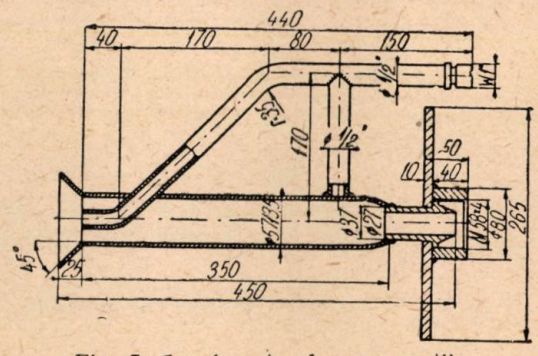


Fig. 5. Capul pentru formarea ceţii.

de 900 mm şi mai departe la suprafaţă. La proiectarea aerajului s-a pornit de la condiţia de a dilua şi evacua prin conductele de aeraj gazele produse în timpul exploziei, în decurs de 5 minute. În această premiză trebuie să se evite împrăştierea cantităţii de gaze, formate după puşcare în galerie, la o distanţă mai mare de 20 m. Împrăştierea gazelor de la front ar fi avut ca urmare împrăştierea pe întregul profil al lucrării şi durată mai lungă de aeraj. Din aceste motive s-a dirijat către front, după

pușcare, o cantitate de aer comprimat, împreună cu apă, cu ajutorul unui dispozitiv de formare a ceții (fig. 5) și în felul acesta s-a format o perdea de ceață. Această perdea nu numai că permitea împrăștierea norului de gaze dincolo de capul tubului de aeraj, dar absorbea totodată și particulele de gaze dăunătoare (CO, CO_2, NO, NO_2) și răcea atmosfera.

Pentru ca aerajul să fie eficace a trebuit să se dea o atenție deosebită conductelor de aeraj și în special etanșării acestora și montării ventilatoarelor. În practică s-a văzut că distanța de 100 m dintre ventilatoare, cu excepția ventilatoarelor din front care erau distanțate cu numai 50 m, folosirea pulverizatoarelor de ceață de apă și etanșarea perfectă a conductelor de aeraj cu cauciuc, era suficientă pentru aerajul perfect al locului de lucru. La 2 minute după pușcare, atmosfera din front era absolut curată.

Lucrările de explodare. Numărul găurilor de mină din front era de 18—23. Acest număr era în funcție de gradul de duritate și de compoziția geologică a rocilor, care au variat frecvent în timpul săpării rapide. Pentru obținerea unei suprafețe libere de aruncare, s-a folosit sîmburele în pană verticală (formată din 6—8 găuri de mină) care a dat rezultatele cele mai bune. Pentru burarea găurilor de mină s-a folosit argila. Lungimea burajului din găurile de mină era de 50—60 cm.

Pentru pușcare s-a folosit explozibilul Gel. Donarit 1 și capse nr. 8; greutatea cartușului de exploziv era de 200 g, avînd un diametru de 28 mm și o lungime de 225 mm. Acest exploziv a corespuns pentru rocile moi. La săparea în continuare a galeriei s-a folosit Gel. Donarit 15 (producător: întreprinderile Jurai Dimitrov, Bratislava), ambalat la fel ca și Gel. Donaritul 1. Acest exploziv era mai bun pentru aprindere, fapt care s-a observat și la înaintarea obținută pe ciclu. Aprinderea s-a făcut cu fitiluri de aprindere răsucite de trei ori (producător: Fabrica de mașini Blanicka, Vlasim), avînd lungimea de 2,65 m.

Pentru a evita rateurile care au apărut la începutul săpării rapide s-a făcut pentru găurile de mină inferioare o legătură, etanșă la apă, a amorsei cu capsa, folosind substanțe izolante (ceară folosită de grădinar pentru altoire, vopsele sicative pe bază de acetonă, benzi izolante). Încărcăturile de explozivi pregătite pentru găurile de mină inferioare au fost introduse în ambalaje de cauciuc și datorită acestor măsuri s-a evitat pătrunderea apei pînă la capsă.

Armarea. Galeria a fost susținută cu cadre de lemn. Distanța dintre cadre era în medie de 3 m, variind în funcție de proprietățile geologice ale rocilor. Pentru asigurarea unei securități perfecte, tavanul a fost bandajat pe întreaga lungime a galeriei. Ultimii stîlpi erau distanțați de front în medie la 15—20 m. Susținerea

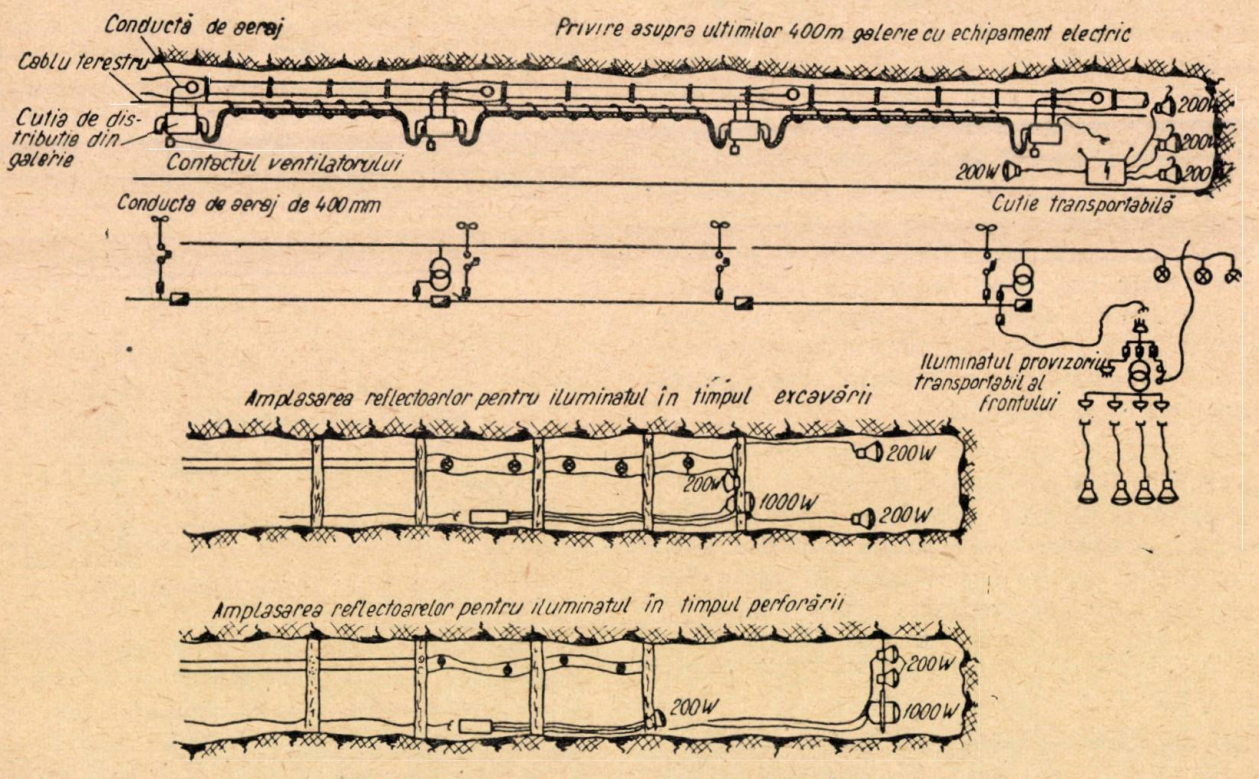


Fig. 6. Schema instalațiilor electrice în galerie.

Tabela 2

	Unitatea de măsură	1952	1954	1956
înaintarea în cursul lunii	m	693,1	870,5	1021,3
profilul galeriei	m²	8,8	10,5	9,0
categoria rocilor după scara JD		8,5	8,5	8,2
Rezultate tehnice				
numărul de cicluri în timpul lunii		279	356	438
lungimea medie a găurilor de mină	m	3,1	3,1	2,8
înaintarea medie la o pușcare	m	2,48	2,45	2,33
coeficientul de folosire a găurilor de mină	%	0,80	0,78	0,82
înaintarea maximă la o pușcare	m	3,1	3,2	3,1
înaintarea medie pe schimb (8 ore)	m	7,5	9,4	10,9
înaintarea medie pe zi	m	22,4	28,0	32,9
înaintarea maximă pe schimb	m	11,5	12,3	14,5
înaintarea maximă pe zi	m	30,8	32,3	38,5
numărul mediu de cicluri pe schimb		3	3,8	4,7
numărul mediu de cicluri pe zi		9	11,5	14,1
numărul maxim de cicluri pe schimb		3,5	4,0	6,0
numărul maxim de cicluri pe zi		11	13	16,5
Operația de perforare și pușcare				
s-au perforat în total găuri	m	17 300	25 610	24 999
numărul găurilor de mină pentru pușcătură		18—26	20—25	18—23
volumul pușcat în m³	m³	6 100	9 140	9 192
Transportul				
în total s-au încărcat vagonete		15 210	25 439	25 413
volumul mediu de rocă încărcată	m³/schimb	65,5	98,2	98,6
timpul pentru încărcarea și schimbarea unui vagonet	secunde	51	35,6	36,6
timpul pentru încărcarea și schimbarea unui vagonet, incl. pregătirea	secunde	57,1	40,1	40,6
Situația oamenilor și productivitatea muncii				
numărul de lucrători din echipa complexă	pe schimb	12	14	14
productivit. muncii minerilor	m³	5,4	6	7,05
productivit. muncii minerilor	m	0,61	0,57	0,78

servea concomitent pentru suspendarea conductelor de aeraj, a celorlalte conducte și a cablurilor electrice.

Transportul. Linia ferată a fost construită ca linie dublă, din șine cu dimensiunea 65 mm, iar ecartamentul era de 450 mm. Distanța dintre cele două șine interioare ale liniilor era de asemenea de 450 mm, pentru ca înainte de pușcare mașina de încărcat să poată fi deplasată ușor la distanță sigură de la front unde să fie protejată împotriva efectelor pușcării. Șinele acestor linii erau fixate pe traverse cu lungimi duble.

Vagonetele cu capacitate de 0,6 m³ erau transportate cu ajutorul unei locomotive de mină, cu acumulatoare, de tipul Metalist, și anume pînă la înaintarea de 250 m în galerie transportul era făcut cu o locomotivă, după 250 m cu două locomotive, iar, după 700 m cu 3 locomotive.

Instalațiile electrice. Tronsoanele de cablu aveau fiecare cîte 100 m lungime și erau terminate cu o cutie de distribuție care era fixată pe susținerea de lemn. De la fiecare a doua cutie de distribuție din galerie era alimentat un transformator de mină de 380/24 V, pentru iluminarea galeriei. Transformatoarele deserveau iluminatul pe o distanță de 100 m înainte și 100 m îndărăt. Electricienii au montat apoi linia electrică definitivă și au racordat corpurile de iluminat definitive ale galeriei (fig. 6).

La începerea săpării s-a instalat un post fix de distribuție în galerie. Aceste posturi sînt folosite în mod curent. Ele sînt prevăzute cu un transformator de mină de 380/24 V și un contactor pentru ventilatorul electric al conductei de aeraj, cu butoane de fontă și cu garnituri de siguranță pentru contactorul ventilatoarelor. Ele au de asemenea o intrare și o ieșire pentru transformator și pentru cablul de distribuție.

De la acest post de distribuție a fost racordat provizoriu un post de distribuție transportabil cu care s-a înaintat pînă în front. După fiecare 100 m el era înlocuit cu un post de distribuție fixă. Postul de distribuție transportabil era echipat cu un transformator de 380/220 V, o priză tripolară pentru racordarea agregatului de sudare, absolut necesar pentru repararea mașinii de încărcat, și cu prize bipolare, la care erau racordate prin cabluri de cauciuc reflectoarele mobile de iluminat, folosite direct în front.

Iluminatul. Iluminatul în galerie era de două feluri:

a) fix, compus din corpuri de iluminat instalate la distanțe de 30 m unul de altul, în partea echipată definitiv a galeriei;

b) transportabil, compus din trei reflectoare de abataj a 200 W, aflate la distanța de 10 m de front și 1 reflector cu puterea de 1 000 W. Această instalație era deservită în continuare de un electrician specialist.

În timpul perforării, galeria era luminată în direcţia spre front cu toate reflectoarele. În timpul încărcării materialului, trei reflectoare iluminau frontul, iar un reflector lumina locul de manevrare a vagonetelor.

III. Organizarea muncii.

Alternarea schimburilor. Realizarea record a cerut eforturi fizice şi spirituale excepţionale de la toţi lucrătorii. În timpul săpării galeriei a trebuit să se introducă săptămîna continuă. Pentru aceasta trebuiau respectate însă legile socialiste. (De la 1 octombrie a intrat în vigoare noua lege privitoare la scurtarea timpului de lucru).

Colectivul de lucru a fost împărţit în patru echipe conduse de şefi de echipă. Durata schimbului de lucru a fost stabilită la 8 ore. Organizarea alternării schimburilor s-a făcut astfel ca fiecare echipă să lucreze consecutiv 3 schimburi (zile), iar a patra zi să aibă liber. O echipă a lucrat 24 schimburi, iar celelalte echipe cîte 23 schimburi.

La fiecare echipă era ataşat un mecanic de schimb. Acesta avea la dispoziţie un lăcătuş pentru întreţinerea maşinii de încărcat, doi lăcătuşi pentru prelungirea conductelor şi un lăcătuş pentru recondiţionarea sfredelelor.

Mecanicii se schimbau la locul de lucru. Pentru montarea, demontarea şi deservirea reflectoarelor se găsea în fiecare schimb un electrician însărcinat cu iluminatul. Acest electrician monta reflectoarele după puşcare şi le demonta de fiecare dată înainte de puşcare.

În galerie mai lucrau încă doi electricieni (însărcinaţi cu punerea cablului), care realizau instalaţiile electrice definitive ale galeriei.

O analiză amănunţită a organizării muncii ne arată că toţi lucrătorii care au luat parte la această lucrare aveau o înaltă calificare. Chiar dacă oricare dintre mineri ar fi putut efectua orice fel de muncă în front, în afară de deservirea maşinii de încărcat, totuşi numărul total de 56 de mineri cu calificare superioară nu ar fi putut garanta îndeplinirea cerinţelor planificate. De aceea a fost necesar ca printr-o organizare perfectă să se utilizeze cît mai mult întreaga capacitate individuală a fiecărui muncitor. Încă în timpul ciclurilor experimentale, din perioada de pregătire, sarcina principală a şefilor de echipe era aceea de a arăta care dintre lucrători este mai adecvat pentru diferitele lucrări, în funcţie de aptitudinile sale fizice şi spirituale. Pe baza acestor observaţii şefii de echipă au prevăzut pentru fiecare miner un mod de lucru amănunţit care nu a mai fost schimbat în timpul operaţiilor de tăiere. Ciclograma planificată, întocmită de tehnicienii întreprinderii, a fost defalcată în felul acesta amănunţit în 14 organograme, separat pentru fiecare miner. Prin respectarea fără rezerve a acestei defalcări a modului de lucru şi cu un control continuu al timpului, lucrătorii au ajuns la o înaltă specializare care s-a perfecţionat şi mai mult în cursul acestei luni. Mersul săpării poate fi comparat cu metodele de producţie cele mai avantajoase şi mai înaintate. Fiecare lucrător făcea anumite mişcări ale diferitelor operaţii într-un timp stabilit şi delimitat exact, ca în cazul organizării producţiei pe bandă.

IV. Privire asupra rezultatelor obţinute

Datele tehnice privind rezultatele obţinute sînt indicate în tabela 2.

Tabela 3

	1952		1954		1955		1956	
	693,1 m	%	870,5 m	%	1385,4 m	%	1021,3 m	%
Pregătirea pentru perforare . . . . . min.	3	1,87	3	2,39	5	3,05	3	2,94
Perforarea . . . . . min.	74	46,25	52	41,47	70	42,66	37	36,25
Încărcarea explozivilor şi aprinderea . . . min.	22	13,75	20	15,95	25	15,24	20	19,60
Aerajul . . . . . min.	6	3,75	5	3,99	10	6,10	2	1,96
Pregătirea pentru încărcare . . . . . min.	5	3,13	3	2,39	5	3,05	2	1,96
Încărcarea materialului min.	50	31,25	42	33,81	49	29,90	38	37,29
Total . . .	160	100	125	100	164	100	102	100

Tabela 4

Comparaţia consumului de timp pentru săparea unui metru de galerie, în min.

	1952	1954	1955	1956
Pregătirea pentru perforare	1,2	1,2	2,3	1,2
Perforarea	29,8	21,3	31,8	15,9
Încărcarea explozivilor şi aprinderea	8,9	8,2	11,4	8,6
Aerajul	2,4	2,0	4,5	0,9
Pregătirea pentru încărcare	2,0	1,2	2,3	0,9
Încărcarea materialului	20,2	17,3	22,3	16,3
Total . . .	64,5	51,2	74,6	43,8

Comparaţia consumului de timp pentru operaţiile de bază ale săpării rapide record din Pribram: Pentru aprecierea nivelului în creştere al organizării muncii trebuie să se facă o comparaţie între diferitele cicluri (vezi tabelele 3 şi 4.

Aşa cum ne arată evoluţia, timpii pentru operaţiile de bază au fost reduşi la limita minimă.

O nouă reducere ar putea fi luată în consideraţie numai dacă se vor îmbunătăţi metodele tehnice folosite.

V. Aprecierea economică a săpării rapide a galeriei.

Aşa cum s-a arătat în partea tehnică a analizei de faţă, un rol deosebit de important îl are pregătirea săpării. Acest lucru se vede şi la indicatorii financiari, atît la cheltuielile proprii în ce priveşte consumul de materiale după tipurile şi poziţiile formularelor de calcul, cît şi în fondurile de rulment ale întreprinderii înainte de săpare şi în cursul lucrărilor.

Pentru aprecierea economică trebuie să constatăm în primul rînd că înainte de realizarea recordului din luna septembrie, cît şi în cursul acesteia, precum şi în luna noiembrie, cînd au fost realizaţi satisfăcător toţi indicii tehnici, întreprinderea prezintă rezultate pozitive şi în ce priveşte gospodărirea. Pentru pregătirea completă a avut o importanţă deosebită asigurarea stocurilor de materiale necesare la îndemînă. La 1.X şi 1.XI.1956 stocurile de materiale ale întreprinderii au crescut pentru ca să nu se poată produce o deranjare a lucrărilor la săparea rapidă din cauza lipsei vreunui material la locul de lucru sau în depozitele întreprinderii.

Rezervele mai mari aflate la îndemînă în întreprindere au fost realizate în detrimentul stocurilor de materiale, în comparaţie cu normativele, din depozitele centrale ale întreprinderii. Pentru aprecierea cheltuielilor proprii efective pentru 1 m galerie, vom compara rezultatele obţinute cu cele de la ultima săpare rapidă maximă de 870,5 m galerie în anul 1954 şi cu cele de la săparea galeriei „Eliberarea", de 1 385,4 m, efectuată în decurs de 3 luni în anul 1955 (tabela 5).

La săparea a 870,5 m/lună din anul 1954 se vede o deosebire între poziţia de cheltuieli pentru instalaţiile miniere auxiliare şi aceeaşi poziţie de la săpările din anii următori, din cauză că o parte a acestor cheltuieli era trecută, pînă în anul 1954, în poziţia cheltuieli de regie. Din comparaţia menţionată se vede că faţă de săpările rapide de pînă acum, fie că este vorba de galeria „Eliberarea" săpată în timp de 3 luni, fie că este vorba de penultima săpare rapidă cu un front şi lungimea de 870,5 m, săparea celor 1 021,3 m a fost, şi din punct de vedere al cheltuielilor proprii, mai avantajoasă. Ca o dovadă a avantajelor economice ale săpării galeriei „VRSR" vom arăta productivitatea valorică care a fost realizată la ultimele trei săpări rapide, în costuri conform devizelor: galeria 870,5 m, productivitatea pe lucrător şi schimb 2 060 Kcs; galeria „Eliberarea" (săpată în timp de 3 luni) 1 385,4 m, productivitatea pe lucrător şi schimb 1 210 Kcs; galeria „VRSR" 1 021,3 m, productivitatea pe lucrător şi schimb 2 210 Kcs.

Tabela 5

Anul în care s-a făcut tăierea	Realizarea în m;	Săpăturile calculate la profilul de 9 m², în %	Cheltuieli pentru 1 m		%
			efective	după recalculare	
1954	870,5	100,1	2932	2490	129,4
1955	1385,4	117,3	2139	2470	129,0
1956	1021,3	100,0	1935	1935	100,0

VI. Încheiere

După terminarea săpării rapide din anul 1954, s-a prevăzut că se poate ajunge la o creştere şi mai mare a înaintării numai după realizarea următoarelor măsuri:

Mărirea capacităţii cupei maşinii de încărcat pînă la 0,4 m³.

Mărirea presiunii aerului pînă la 12 at.

Mărirea lungimii încărcăturii de exploziv şi reducerea diametrului acestuia.

Folosirea de perforatoare noi cu eficacitate mai mare.

Aceste măsuri au rezultat pe baza practicii de atunci: cu cît este mai mare profilul, cu atît este mai mare şi viteza de înaintare. Accentul principal era pus pe accelerarea perforării. În cazul folosirii aceleiaşi mecanizări, operaţia trebuie să fie accelerată prin aceea că la un profil mai mare se foloseşte un număr mai mare de perforatoare. Nu s-a ţinut însă seamă de faptul că un profil mai mare ar avea o influenţă defavorabilă asupra duratei de încărcare, care se prelungeşte disproporţionat. De aceea, la pregătirea galeriei „VRSR" s-a ales un profil care să permită o înaintare maximă, cu organizarea actuală a muncii şi cu utilaj tehnic existent.

Pentru aprecierea săpării rapide a galeriei de 870,5 m/lună, în afară de timpul pentru perforare, accentul maxim a fost pus şi pe timpul necesar pentru încărcarea şi schimbarea unui vagonet. Ca cea mai adecvată măsură pentru scurtarea acestui timp a fost considerată încărcarea din două cupe a maşinii de încărcat în vagonet, chiar dacă conţinutul vagonetului nu era folosit complet. În felul acesta s-a scurtat simţitor durata de încărcare a unui vagonet, dar au crescut disproporţionat timpii morţi pentru schimbarea vagonetelor. Era necesar să schimbăm un număr mai mare de vagonete, decît cel care corespundea volumului de rocă evacuat. De

aici rezultă că la organizarea săpărilor rapide nu s-a pornit de la rolul principal al diferitelor manevre ale operaţiilor, ci, dimpotrivă, s-a trecut la o scurtare automată a acestor mînuiri. La această metodă, scurtarea timpului unei manevre avea însă influenţe defavorabile pentru viteza totală de înaintare. De aceea, este necesar să se cerceteze încă în timpul pregătirii influenţa diferitelor manevre şi operaţii şi să se găsească soluţia optimă.

La săparea galeriei „VRSR" s-a avut în vedere să se folosească din plin conţinutul vagonetelor: timpul de încărcare şi schimbare a vagonetelor, inclusiv pregătirea, era în anul 1954 de 40,1 s, iar la galeria „VRSR" de 40,6 s. Dar, timpul pentru evacuarea unui metru de galerie, inclusiv timpul de pregătire, a fost în anul 1954 de 18,5 min, iar în anul 1956 numai de 17,2 min.

Realismul premizelor din anul 1954 este dovedit de măsuri care au fost luate pentru asigurarea măririi vitezei de săpare la galeria „VRSR":

1. Alegerea justă a profilului (micşorarea — reducerea duratei de perforare).

2. Îmbunătăţirea ungerii perforatoarelor de mină (diminuarea deranjamentelor).

3. Numerotarea perforatoarelor de mină, a furtunurilor şi a bateriilor (scurtarea duratei de pregătire a perforării).

4. Perdeaua de apă (scurtarea duratei de aeraj, îmbunătăţirea condiţiilor de lucru).

5. Găurirea fundurilor la camerele de eşapare a perforatoarelor (îmbunătăţirea condiţiilor de lucru).

6. Gel. Donarit 15 (folosirea mai bună a găurilor de mină).

7. Două capete terminale la conducte (scurtarea operaţiilor auxiliare).

8. O pîlnie în ţeava de eşapare (scurtarea operaţiei, creşterea securităţii muncii).

9. Modificarea maşinilor de încărcat.

Pentru o nouă mărire a vitezei de înaintare ar fi necesare următoarele măsuri:

1) Proiectul de organizarea lucrului să fie întocmit astfel încît la valorile date să se găsească soluţia optimă.

2) Perforarea mai eficace care să nu aibă o greutate proprie mult mai mare şi să fie simple ca deservire şi întreţinere.

3) Maşini de încărcat mai eficace.

4) O dată cu scurtarea duratei de perforare să se realizeze şi o scurtare proporţională a operaţiilor auxiliare.

5) Să se găsească o metodă mai rapidă şi mai adecvată pentru lucrările de puşcare.

Noi procedee de dislocare a rocilor tari *)

Descoperirea unor noi metode de mare eficacitate pentru dislocarea rocilor este una dintre cele mai importante probleme ale mineritului. In ultimul timp, atenţia cercetătorilor este atrasă de acţiunea de dislocare a ultrasunetului şi a infrasunetului, de despicarea rocilor cu ajutorul încălzirii prin curenţi de înaltă frecvenţă, de dislocarea pe cale electrohidraulică.

Dislocarea prin ultrasunete şi infrasunete

Prelucrarea prin ultrasunete (fărîmiţarea, tăierea şi perforarea) materialelor extrem de tari — diamante, produse ceramice, aliaje dure, se aplică în industrie.

Oscilaţiile ultrasonice cu o putere măsurată în waţi sau kilowaţi se pot obţine cu ajutorul emiţătoarelor magnetostricţionale sau electrostricţionale.

Emiţătorul magnetostricţional (fig. 1) constă dintr-un miez cu tole de nichel sau permendur cu bobinare electrică, care este alimentat cu curent alternativ de la un generator de oscilaţii electromagnetice. Sub influenţa cîmpului magnetic alternativ, miezul se comprimă sau se alungeşte, realizînd oscilaţii de o anumită frecvenţă cu amplitudini de cîţiva microni.

Folosind pîlnii metalice de formă specială se obţine o mărire a amplitudinii de zeci de ori.

Presiuni de dislocare de ordinul a cîteva mii de atmosfere — apar în lichide datorită formării bulelor cavitaţionale sub acţiunea ultrasunetului. In momentul în care presiunea în interiorul lichidului lîngă emiţător scade pînă la zero, bulele se măresc brusc. Cînd în decursul perioadei următoare a oscilaţiilor presiunea creşte din nou, bulele îşi reduc brusc volumul şi lichi-

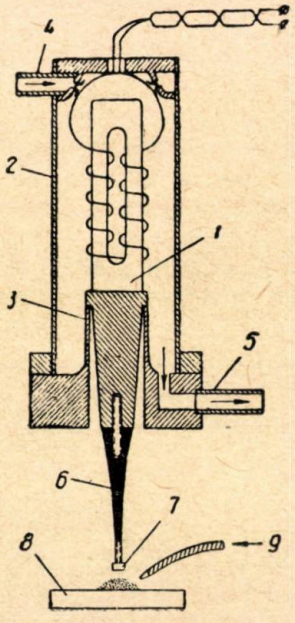


Fig. 1. Dispozitivul generatorului magnetostricţional de ultrasunete.

1 — inimă de nichel bobinată; 2 — Cilindrul cămăşii de apă; 3 — piesă de reazim; 4 — intrarea apei de răcire; 5 — ieşirea apei de răcire; 6 — transformator de viteză; 7 — unealtă; 8 — piesă de prelucrat; 9 — trimiterea de lichid cu abraziv.

*) Prelucrare din Gornîi Jurnal nr. 1/1957 a articolului V. S. Kravcenko, doctor în ştiinţe tehnice.

dul comprimîndu-se deasupra lor, dezvoltă o presiune apreciabilă.

Presiunea cavitațională are un caracter strict local. Ea depășește de cîteva ori presiunea provocată de undele ultrasonice și duce la distrugerea suprafeței pe care se produce ocluzia bulelor.

In prezent, se experimentează dislocarea materialelor dure cu o unealtă vibrantă (percutor) cu frecvență ultrasonică în apă, în prezența suspensiei de substanță abrazivă. In mașinile de găurit ultrasonice unealta se fixează pe ajutajul pîlniei și oscilațiile ultrasonice se transmit suspensiei. Ca abraziv se întrebuințează carbura de bor, oxidul de aluminiu, carbura de siliciu și altele.

Mecanismul fenomenului nu este încă suficient studiat, totuși, se poate considera că el constă în desprinderea particulelor de material sub acțiunea presiunilor înalte, în cazul cavitației lichidului care înconjoară percutorul și în uzura materialului sub loviturile dese ale particulelor pulverulente de abraziv.

Experiențele în legătură cu perforarea și tăierea rocilor cu ajutorul ultrasunetului s-au executat în Laboratorul electromecanic al Institutului minier al Academiei de Științe a U.R.S.S. (M. A. Ghințburg) și în Laboratorul de perforare al Institutului unional de stat al cărbunelui (E. O. Mindeli) în anul 1955. Instalația ultrasonică cu o putere de aproximativ 500 W funcționa la o gamă de frecvență de 8 000—20 000 Hz. Ca unealtă servea un tub cu diametrul de 20 mm, dotat cu un percutor cu diametrul de 5 mm.

Experiențele au arătat că, prin metoda ultrasonică se pot perfora și tăia cele mai tari roci — (granit, scarne piroxenice, cuarțite. Viteza de perforare și tăiere reprezintă însă numai 1—4 mm/min (față de 50—80 mm/min în cazul perforării percutante obișnuite).

Aparatura existentă nu permite să se obțină în cadrul frecvențelor ultrasonice amplitudini mari de deplasare cu o energie suficientă a impulsului unitar. Mărirea frecvenței, de asemenea, nu duce la mărirea vitezei de perforare. Este posibil că viteza de perforare se va putea mări folosind miezuri de semiconductori.

Unele experiențe arată că pentru perforarea rocilor tari au perspectivă nu frecvențele ultrasonice, ci cele infrasonice (mai mici de 16 Hz) care permit să se dezvolte lovituri cu energii superioare, în cazul amplitudinilor mari. Incercările acestei metode la forarea unor sonde petrolifere experimentale au arătat că, în cazul unei amplitudini a oscilațiilor prăjinii grele de 5 cm, lovitura dezvoltă o energie de aproximativ 100 kgfm. Viteza de foraj ajunge la 122 m/h printr-un amestec artificial de roci vulcanice dure cu ciment, adică depășește toate rezultatele cunoscute.

Dislocarea cu ajutorul curenților de înaltă frecvență

Baza fizică a dislocării rocilor cu curenți de înaltă frecvență constă în încălzirea cu curenți de înaltă frecvență și producerea pe această cale a unor solicitări interne de dislocare datorite temperaturii mari.

Dacă în cazul încălzirii cu flacără, căldura se răspîndește de la sursa de căldură treptat pe seama conductibilității termice, în cazul curentului de înaltă frecvență roca se încălzește concomitent din interior și din exterior, în întregul volum străbătut de liniile de forță ale cîmpului. In acest caz, viteza de încălzire crește apreciabil și chiar la 150...300°C se obține în blocul de roci gradientul termic necesar pentru dislocarea lui, în timp ce în cadrul metodelor obișnuite de acțiune termică sînt necesare temperaturi de sute și mii de grade. In funcție de adîncimea zonei încălzite sînt posibile cazuri de străpungere totală a blocului și desprindere superficială (în cazul unei adîncimi mici de încălzire).

O altă caracteristică a încălzirii cu curenți de înaltă frecvență constă în aceea că, datorită compoziției mineralogice neomogene a rocilor, se încălzesc numai mineralele care absorb energia electromagnetică. De exemplu, în cuarțitele feruginoase ale anomaliei magnetice din Kursk se încălzește repede magnetitul, iar granulele de cuarț se încălzesc mai lent datorită conductibilității termice diferite. Dislocarea se produce datorită încălzirii neuniforme, în cadrul căreia se formează în roci o zonă clar delimitată de temperaturi înalte care provoacă fisuri, încălzirii selective și dilatării termice a granulelor minerale active, coeficienților de dilatare liniară cu valori diferite ale mineralelor din zona de încălzire.

In cazul încălzirii cu curenți de înaltă frecvență sînt de asemenea posibile transformări fizice: topirea mineralelor, arderea (de exemplu a sulfului) și formarea de gaze și vapori, care duc de asemenea la micșorarea generală a rezistenței rocii. Un rol însemnat îl joacă regimul de alimentare cu curent. Dislocarea devine cu atît mai posibilă, cu cît este mai mare viteza de încălzire cu curenți de înaltă frecvență, față de viteza de transmitere a căldurii din zonele direct încălzite în zonele înconjurătoare reci.

Procesul formării fisurilor străpunse în cazul încălzirii în adîncime prezintă interes practic pentru fărîmițarea secundară a negabaritului. Fenomenul desprinderii rocii în cazul încălzirii superficiale și micșorarea rezistenței din cauza microfisurilor și a transformărilor fizice pot fi folosite la realizarea metodelor combinate de dislocare electrică și mecanică.

★

Pentru încălzirea cu curenți de înaltă frecvență a conductorilor (metalelor) de obicei, se aplică metoda inductivă, în cadrul căreia încălzirea se face cu cîmpul magnetic alternativ. In acest caz, în metal (în special în corpurile feromagnetice) se realizează o densitate apreciabilă a energiei.

Formarea căldurii în conductor în cazul încălzirii inductive este condiționată în special de pierderile de energie din cauza formării curenților turbionari (a curenților lui Foucault) și — dacă conductorul este înzestrat cu proprietăți feromagnetice — de pierderi pentru remagnetizare (fenomenul de histeresis).

Pentru încălzirea rocilor cu semiconductori, pot fi folosite atît cîmpurile electrice alternative, cît și cele magnetice alternative.

Alegerea cîmpului și regimului de lucru al generatorului (frecvenței intensității cîmpului) constituie problema de bază, a cărei rezolvare determină datele inițiale pentru construirea instalației de înaltă frecvență.

In general, mărirea frecvenței și a intensității cîmpului mărește apreciabil puterea absorbită de substanță și, în consecință, intensifică încălzirea.

Adîncimea de încălzire depinde de asemenea de constantele amintite ale substanței și de frecvența cîmpului. O dată cu mărirea frecvenței, adîncimea de încălzire se micșorează.

Suprafețele de încălzire se determină prin configurația emițătorului. Pentru mărirea ei se poate, de exemplu, să se întrebuințeze o construcție din cîteva inductoare.

Consumurile totale de energie pentru dislocarea rocilor (formarea fisurilor sau modificările structurale) și coeficientul de randament al procesului deocamdată nu sînt determinate prin calcule și necesită măsurători directe.

Astfel, principalii factori care determină alegerea cîmpului, frecvenței și intensității, pot fi stabiliți numai pe bază de experiențe directe. Aceste experiențe sînt greu de realizat, deoarece necesită aplicarea unor cîmpuri puternice cu frecvențe diferite și a experimentării în blocuri mari de roci.

Primele experiențe în legătură cu dislocarea gresiilor, bazaltelor, corneelor etc. cu ajutorul cîmpului electric cu curenți de înaltă frecvență (50 MHz) au fost executate de Institutul unional de stat al cărbunelui, sub conducerea lui A. V. Marzin.

La rîndul lor, în Laboratorul electromecanic al Institutului minier al Academiei de Științe a U.R.S.S., M. A. Kințburg, D. A. Denisov, A. P. Obraztov și V. S. Kravcenko au cercetat posibilitatea despicării blocurilor mari de minereu de fier cu un cîmp magnetic cu curenți de înaltă frecvență. Instalația experimentală era formată dintr-un generator de înaltă frecvență LGPZ-60 cu o putere oscilantă de 60 kW. Regimul de lucru al gene-

ratorului: frecvența 240 kHz, tensiunea anodică 9—12 kV, curentul anodic 1,3—1,6 A, curentul de grilă 0,28 A. Ca inductor a servit o spiră cu un diametru de 90 mm dintr-un tub de cupru răcit cu apă. Se întrebuințau de asemenea, inductoare în formă de spirală, folosindu-se cîteva spirale pentru încălzirea concomitentă a rocii în cîteva puncte. Intensitatea cîmpului în centrul spirei se schimba între 75 și 150 A/cm (94—188 oersted) la un curent în spiră de 600—1 200 A.

Spira se aplică pe blocul de rocă. Intre rocă și spiră se lăsa un mic spațiu de aer sau se punea o garnitură de azbest sau mică. După cuplarea generatorului se măsura: timpul pînă la apariția primei fisuri, timpul pînă la despicarea în cîteva bucăți, puterea necesară din rețea, temperatura de încălzire.

Toate experiențele s-au terminat cu despicarea eșantioanelor. S-a descoperit de asemenea, că după încălzire cu curenți de înaltă frecvență pînă la 350...450°C (timpul de încălzire 3—8 minute) cuarțitele feruginoase devin extrem de friabile.

Măsurătorile au arătat că, temperatura cea mai mare pe suprafața eșantionului se observă sub spiră. Ea scade pronunțat direct după diametrul exterior al spirei, iar mai departe se schimbă mai încet, apropiindu-se asimptotic pe măsura îndepărtării cu 4—5 cm de spiră spre temperatura mediului înconjurător. Fisurile în bucata de minereu apar dinspre marginea spirei.

Repartizarea temperaturii pe adîncimea eșantionului a arătat că adîncimea de încălzire reprezintă aproximativ 6—8 cm.

Este important să se remarce faptul că, în eșantionul dislocat se consumă doar o mică parte de energie electrică, luată de generator din rețea. In conformitate cu aprecierile preliminare ea reprezintă numai 10—15%. Restul puterii se pierde în scopul răcirii și se consumă pentru pierderile termice în generator.

Randamentul redus al procesului poate fi mărit cu ajutorul modificării regimului generatorului și alegerii unei construcții raționale a emițătorului (de exemplu, cîteva spire spirale în locul unui inductor inelar).

Calculul arată că în experiențele executate puterea specifică, absorbită de cuarțitele feruginoase, reprezintă la suprafața rocii între 3 și 13 W/cm³ pentru diferite eșantioane. Principalele pierderi de energie în cuarțitele anomaliei magnetice din Kursk sînt condiționate de fenomenul de histeresis, de aceea, ne putem aștepta la faptul că mărirea frecvenței cîmpului pînă la 1 mHz (adică de 4 ori) va mări absorbția specifică a puterii de aproximativ același număr de ori.

Mărirea capacității de absorbție a rocii, în cazul măririi frecvenței, trebuie să ducă la redistribuirea consumului de energie în toate elementele circuitului generatorului, incluzînd sarcina la mărirea coeficientului de randament și la reducerea duratei încălzirii pînă la dislocare.

Experientele în legătură cu dislocarea bucăților de minereu de fier de la mina Tastagol au dat rezultate mai bune. In urma încălzirii, în decurs de 1,5—2 minute, trei eșantioane cu o greutate de cîte 100 kg fiecare s-au despicat în bucăți (3—4 bucăți și mărunt). Consumul de energie în acest caz a reprezentat 1,2 kWh pe eșantion. Pentru formarea primei fisuri s-au consumat 0,24 kWh. Eșantioanele de rocă obținute din lucrările la zi ale Combinatului metalurgic Kuznetk, nu s-au despicat în întregime, dar au dat fisuri, astfel încît de pe suprafață se desprindeau ușor bucăți și plăci cu dimensiunile pînă la 150×150×60 mm, desi încălzirea sub spiră atingea repede temperatura de topire.

Perfecționarea inductorului a permis ca în decembrie 1956 să se despice în jumătate un bloc de minereu din mina Tastagol, cu o greutate de 1,5 t. Timpul de încălzire pînă la despicare — 1,5 min, consumul de energie — 2 kWh.

In anul 1956, A. V. Varzin a obținut noi rezultate în legătură cu întrebuintarea undelor hertziene centimetrice pentru dislocarea rocilor.

Undele hertziene centimetrice radiate de un magnetron (3 000 MHz), îndreptate pe suprafața gresiei tari, încălzeau pînă la 100°C foarte rapid o zonă subțire superficială. In acest mod se produceau exfolieri de plăci subțiri de material sau se fisurau eșantioanele de roci sub emițător. Dacă în rocă se formau fisuri, efectul exfolierii nu se observa.

★

Experiențele executate au arătat că folosirea industrială a metodei cu unde de înaltă frecvență pentru dislocarea rocilor întîmpină greutăți serioase.

Greutăți tehnice apar și în legătură cu necesitatea micșorării gabaritelor instalației și cu necesitatea de a o face transportabilă. Dimensiunile generatorului LGPZ-60 împreună cu substația de transformare sînt 1 400×2 825×1 400 mm, greutatea 2,5 t. La eliminarea transformatorului de forță și a raționalizării amplasării detaliilor, gabaritul instalației se poate micșora de două ori. Reducerea dimensiunilor este posibilă numai pe seama aparaturii radiotehnice (lămpilor generatoare, conductoare și redresoare).

In sfîrșit, condițiile specifice ale minelor în subteran (prăfuirea aerului, apropierea lucrărilor de exploatare, caracterul limitat al spațiului, iluminatul slab) sînt departe de condițiile de la suprafață, la care este adaptat aparatajul radiotehnic.

Greutățile enumerate, care au în general un caracter tehnic, pot fi învinse. Concluzia definitivă asupra aplicării metodei cu curenți de înaltă frecvență și asupra avantajelor ei practice în anumite condiții se poate desprinde numai după verificarea industrială.

Incontestabil, totuși, că acțiunea cîmpurilor electrice și magnetice de înaltă frecvență duce la dislocarea sau la reducerea rezistenței celor mai tari roci. In aceasta constă esența și valoarea acestui fenomen fizic. Sarcina științei și tehnicii constă acum în a găsi metode mai bune pentru folosirea lui practică.

Metoda de dislocare electrohidraulică

L. A. Iutkin a arătat că, în cazul descărcărilor de înaltă tensiune în lichid, în zona descărcării se formează presiuni extrem de mari, suficiente pentru dislocarea mecanică a obiectului care se găsește în apropierea descărcării. Acest fenomen denumit efect electrohidraulic prezintă interes practic pentru dislocarea rocilor tari.

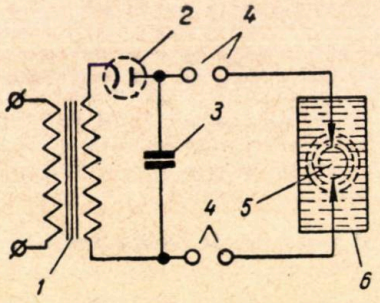


Fig. 2. Schema generatorului de impulsuri de înaltă frecvență.
1 — transformator indicator; *2* — redresor de înaltă tensiune; *3* — condensator de înaltă tensiune; *4* — dispozitiv de descărcare; *5* — punctul de descărcare activ; *6* — vas cu apă.

Generatorul de descărcări prin impulsuri de înaltă tensiune (fig. 2) constă dintr-un transformator ridicător (pînă la 100 kV) de putere redusă (3 kW), un redresor cu diodă de mare tensiune *2* o baterie de condensatoare de înaltă tensiune *3* cu o capacitate pînă la 2 μF care formează descărcarea intervalelor *4* și a intervalului de descărcare de lucru *5* într-un vas deschis cu apă *6*.

In cazul descărcării electrice în lichid o parte apreciabilă din energia electrică acumulată în condensator se transformă în lucru mecanic (mișcarea lichidului).

Este atrăgătoare posibilitatea realizării în descărcările unitare ale unei energii extrem de mari. Astfel, în cazul unei tensiuni de 100 kV și al unei capacități a condensatorului de 2 μF energia, dispersată în impuls, poate prezenta pînă la 1 000 kg/m la o putere de aproximativ 100 000 kW.

Formarea undei de presiune a descărcării în apă, probabil, este legată de formarea și lărgirea rapidă a cana-

lului de descărcare prin scîntei cu temperatură înaltă şi de formarea gazelor în zona descărcării. In acest caz, în apă, în jurul canalului, se formează o cavitate care creşte repede, depăşind creşterea canalului scînteii şi după terminarea descărcării se închide brusc. Are loc un fenomen similar cu închiderea bulei cavitaţionale.

Mărimea cavităţii în cazul unei scîntei cu o lungime de 45 mm, cu capacitatea 0,7 μF şi tensiunea 50 kV reprezintă 100 cm³ (la o lungime a cavităţii de 80 mm şi în cazul diametrului celui mai mare de 70 mm). Zona de dislocare în apă se găseşte în imediata apropiere a canalului descărcător. Raza ei reprezintă 3—50 mm în funcţie de lungimea descărcării.

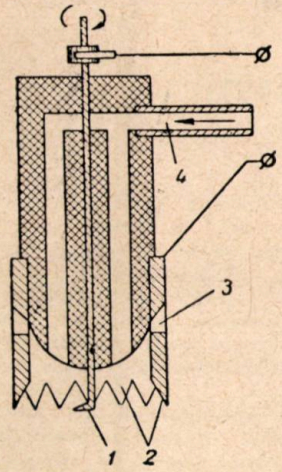


Fig. 3. Schema perforatorului electrohidraulic:
1 — electrod central; *2* — coroamă; *3* — orificiu de evacuare a rocii sfărîmate; *4* — tub de injectarea apei.

Sfredelul electrohidraulic experimental al lui L. A. Iutkin, cu ajutorul căruia au fost perforate orificii cu un diametru de 40 mm într-un bloc de corindon este arătat schematic în fig. 3.

Descărcările electrice apăreau în apă între tăişul electrodului central rotativ *1* şi cuţitele coroanei *2*. Loviturile electrohidraulice care se formau în cadrul fiecărei descărcări dislocau roca, pe care era pusă coroana. Roca fărîmiţată era spălată prin orificiile 3 cu apă transmisă prin ţeava *4* şi se evacua prin crăpătura dintre pereţii sondei şi coroană. Coroana pătrundea în eşantion sub presiunea greutăţii suplimentare de 1,5 kg. Viteza de perforare a şistului argilos cuarţit, cu sfredelul experimental, a fost de 50 mm/min la o tensiune de 25 kV, capacitatea condensatoarelor de 0,2 μF lungimea scînteii de 7 mm şi o frecvenţă de două impulsuri pe secundă.

Dacă în bucata de rocă orificiul este umplut cu apă şi în el se execută cîteva descărcări puternice în cazul capacităţii mărite a condensatoarelor, atunci, blocul de rocă se despică în bucăţi. In conformitate cu datele experimentale, consumurile de energie pentru despicarea unui bolovan mare de granit cu o greutate de 0,25 t reprezintă 0,06 kWh (fără să luăm în considerare consumul de energie pentru perforarea orificiului). Timpul pentru dislocare se determină prin numărul de impulsuri. La o frecvenţă egală cu un impuls pe secundă, el nu va depăşi un minut.

Dimensiunile generatorului de impulsuri nu vor depăşi ca suprafaţă 1 600×1 000 mm şi înălţimea 2 000 mm.

Aprecierile valorice care s-au dat sînt bazate pe primele rezultate experimentale şi probabil că pot fi apreciabil îmbunătăţite.

Experienţele au şi contribuit la introducerea de corecţii esenţiale în concepţiile existente asupra comportării electroliţilor în condiţiile descărcării prin impulsuri special formate. Un interes practic şi mai mare îl prezintă studiul acestui fenomen ca una din metodele posibile de transformare directă a energiei electrice în lucru mecanic.

★

Metodele electrofizice de dislocare a rocilor tari au fost discutate la consfătuirea de coordonare în legătură cu noile metode de dislocare a rocilor tari la Institutul minier al Academiei de Ştiinţe a U.R.S.S., în luna noiembrie 1956.

Consfătuirea a discutat, de asemenea, rezultatele cercetărilor în legătură cu metodele de dislocare termică şi hidraulică.

Metoda termică de forare a sondelor cu ajutorul arzătoarelor reactive se deosebeşte prin viteze mari de săpare şi atrage atenţia unei serii de institute.

Folosind drept combustibil amestecul de petrol lampant sau alcool etilic cu oxigen, se poate obţine o temperatură a gazului carburant (la ieşirea din ajutaj) de ordinul T^0=2 000°C şi pe suprafaţa rocii 1 000...1 500°C. Viteza de scurgere 1 800—2 000 m/s.

In cadrul temperaturilor indicate, roca se fisurează, se topeşte şi se antrenează împreună cu gazele din sondă.

M. M. Ahmetov (Institutul minier al Academiei de Ştiinţe a R.S.S. Kazahe) a executat săparea experimentală a unei sonde în microcuarţite tari cu o viteză de 127—330 mm/min la un diametru al sondei de 65—68 mm.

Dezavantajul metodei termice de foraj, constă în consumul mare de oxigen (1—1,5 m³/min) şi de petrol lampant (0,43 l/min), cum şi în necesitatea alimentării permanente cu apă, care răceşte ajutajul (18 l/min). Consumul de combustibil şi oxigen creşte o dată cu mărirea diametrului sondei.

O altă variantă a metodei termice de dislocare a rocilor este folosirea căldurii care apare la frecarea sculei pe rocă.

Experienţele preliminare ale lui B. Z. Izrachiţ (Institutul de mine din Harkov) în legătură cu tăierea rocilor cu un disc de oţel rotativ au arătat că mecanismul tăierii constă în topirea rocii sub disc. Viteza de tăiere şi consumul de energie în acest caz se determină prin temperatura de topire a materialului şi nu depinde de rezistenţa lui.

In cadrul adîncimilor experimentale de tăiere, la o trecere a discului de 3—4 cm se reuşea atingerea unei viteze de pătrundere a discului de 20—24 mm/min la o viteză de rotire de 150 m/s (pentru labradorit, gresie, gneisogranit etc.), consumurile de energie reprezentînd în acest caz 4—6 kWh pentru topirea a 1 cm³ de material. Uzura discului practic nu se observă.

Folosirea căldurii de frecare în combinaţie cu dislocarea mecanică se realizează în experienţele Institutului de aliaje dure pentru perforarea termomecanică pe coloană a sondelor.

Noul procedeu de tăierea rocilor foarte tari cu un jet subţire de apă care ţîşneşte dintr-un ajutaj cu un diametru de 0,8—1,5 mm cu o viteză supersonică — a fost cercetat de A. N. Zelenin (Institutul minier al Academiei de Ştiinţe a U.R.S.S.).

Experienţele preliminare au arătat că, la o presiune de 1 000 at adîncimea de foraje în granit (în cazul unei carote de Ø=80 mm) reprezintă 50 mm în 20 s (viteza pură de foraj = 150 mm/min).

Adîncimea de tăiere depinde de suprafaţa părţii centrale a jetului, de coeficientul de tărie, de viteza jetului, de presiunea în rezervor şi de presiunea în cadrul căreia începe să se realizeze tăierea.

Mărirea suprafeţei de tăiere o dată cu mărirea vitezei de avans a jetului, probabil, poate fi folosită efectiv la realizarea găurilor şi sondelor în rocile tari.

★

In hotărîrea consfătuirii în legătură cu noile metode de dislocare a rocilor tari se remarcă că principala sarcină a ştiinţei miniere, care constă în căutarea şi argumentarea ştiinţifică a metodelor de intensificare a proceselor de extragere a substanţelor minerale utile poate fi soluţionată nu numai pe calea perfecţionării metodelor mecanice existente de dislocare a rocilor, dar şi pe calea găsirii unor metode de dislocare noi, mai eficace, electrofizice, termice, hidraulice etc.

Cercetările în aceste direcţii sînt actuale nu numai datorită faptului că ele prezintă un interes direct pentru practică. Ele descoperă noi proprietăţi ale substanţei complexe care este roca, comportarea ei sub influenţa diverselor acţiuni fizice (căldură, cîmpuri electromagnetice, sunet, jeturi hidraulice etc.), permit să se înţeleagă mai bine natura complexă a noţiunii de rezistenţă şi prin aceasta lărgesc şi mai mult posibilităţile de alegere a unor mijloace tehnice noi de dislocare eficace a rocilor tari.

Progresul tehnicii în acest domeniu poate fi realizat numai pe baza unui material ştiinţific vast. In al şaselea cincinal, ştiinţa minieră sovietică va acorda toată atenţia acestor noi procedee de tăiere.

Utilaj pentru industria minieră fabricat în Cehoslovacia

(Expoziția industrială cehoslovacă, București, mai 1957)

Ing. S. Moran

În cadrul expoziției industriale cehoslovace care a avut loc în luna mai la București, au fost prezentate pentru prima oară în țara noastră noile realizări ale constructorilor din țara prietenă, în domeniul utilajului minier. În cele ce urmează, vom face o descriere sumară a celor mai importante exponate.

O construcție ingenioasă se întîlnește la noua locomotivă de mină BND 15 (fig. 1) realizată de uzinele Skoda. Această locomotivă, destinată în general transportului cărbunelui de la abataj la rampe, funcționează cu motor Diesel. Dimensiunile principale ale locomotivei sînt: lungimea (incl. transportoarele) 2 700 mm, lățimea 800 mm și înălțimea 1 400 mm. Diametrul osiilor este 450 mm, iar presiunea exercitată pe osii se ridică la 1 900 kg. Mașina este echipată cu un motor cu petrol, tip Skoda 2 S 110, cu doi cilindri, în 4 timpi, avînd o putere de 16 CP și viteza de 800 rot/min. Capacitatea cilindrică a motorului este 1 425 cm³; are un consum de combustibil — la încărcare completă — de 185 g/CP h și un consum de ulei de 5 g/CP h.

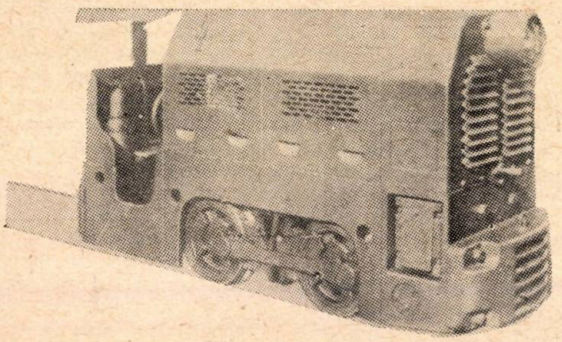


Fig. 1.

Forma exterioară a locomotivei a fost în așa fel proiectată, încît să permită un transport comod pe puț; în acest scop, partea cea mai lungă a mașinii nu depășește 1 400 mm. Partea din față, împreună cu cutia de eșapament și radiatorul — sînt demontabile; la fel și cabina mecanicului.

Transmisia de la motor se face printr-un cuplaj cu disc, un cuplaj elastic, o cutie de viteze cu trei trepte și un angrenaj direct pe osia din spate. La roțile din față, forța este transmisă prin bare de legătură.

Caracteristica cea mai importantă a noii locomotive o constituie sistemul ei de securitate, care previne orice accident ca explozii, incendii ș.a. În primul rînd trebuie relevat dispozitivul antiinflamant, de protecție contra exploziei grizuului. Un alt dispozitiv de siguranță este cel pentru injecția de apă în gazul de eșapament care cuprinde următoarele părți principale: rezervă de apă, pompă de apă, filtru cu țevăria respectivă, grătare de protecție la eșapament. Un sistem de aspirație cu protecție constă dintr-un grătar de aspirație, de construcție specială, montat în camera de aspirație. Se cuvine de asemenea să fie menționat dispozitivul special care oprește admisia combustibilului de îndată ce volumul apei de injecție este insuficient. Deosebit de dispozitivul de descriere, locomotiva este dotată cu echipamentul de stingere a incendiilor, lucrînd cu bioxid de carbon, în eventualitatea unui incendiu de motor.

Demontîndu-se dispozitivul antiinflamant de protecție contra exploziei grizuului, locomotiva poate fi folosită în lucrările unde nu există pericol de incendii.

Comanda locomotivei de mină BND 15 este simplă și comodă și se realizează cu ajutorul unor pîrghii prevăzute la tabloul de comandă de la cabina mecanicului. Cu ajutorul acestor pîrghii pot fi conduse schimbările de direcție, frîna, ambreiajul și schimbările de viteză, se reglează injecția combustibilului, uleiul etc. Locomotiva are de asemenea două reflectoare antiinflamante, alimentate cu curent de la un dinam de 6 V.

Forța maximă de tracțiune la cîrlig este 1 000 kg. Pe drum drept și fără înclinație, locomotiva poate remorca o greutate de 58 t la viteza de 2,6 km/h și de 14 t la viteza de 10 km/h.

Un alt exponat interesant îl constituie haveuza de tip F 20 HONM (fig. 2), utilizată în minele de cărbuni la lucrări de înaintare și pentru atacul transversal în stratele de cărbuni începînd de la adîncimea de 700 mm, la o înclinare de pînă la 28°.

Haveuza tip F 20 HONM se compune din următoarele piese principale: brațul tăietor, motorul pneumatic, motorul mecanismului de lucru, suportul șenilei, motorul conducător, carcasa cu organele transmisiei, cuplajul elastic, carcasa angrenajului șenilei, roata pentru lanț, dispozitivul de întindere a axelor, dispozitivul de ungere, distribuitorul, dispozitivul de umidificare și accesoriile mașinii.

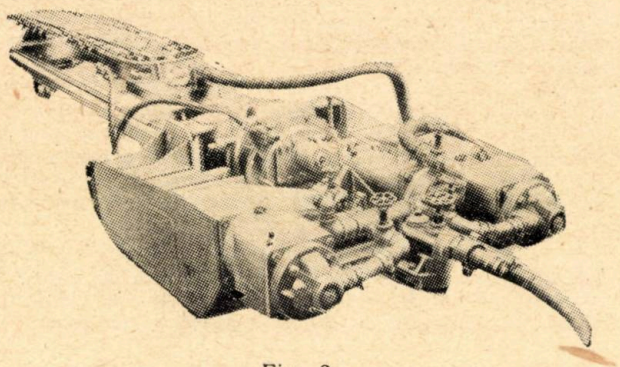


Fig. 2.

Mașina are o înălțime de aproximativ 700 mm și o lățime de aproximativ 1 200 mm. Lungimea totală a

mașinii împreună cu brațul tăietor este de aproximativ 4 500 mm; lungimea brațului care este de 2 500 mm poate fi scurtată pînă la 2 000 mm. Greutatea totală a mașinii este de aproximativ 2 500 kg.

Se menționează următoarele date tehnice ale haveuzei: capacitatea motorului de aer comprimat pentru acționarea lanțului tăietor 18—20 CP la 4,5 at și 2 500 rot/min; viteza lanțului tăietor 0—2,5 m/s; lățimea crestăturii 90—100 mm, în funcție de reglarea cuțitului; capacitatea motorului mecanismului 1—1,5 CP la 4 at și 2 500 rot/min;

Capacitatea motorului de havaj 10 CP la 4,5 at și 2 500 rot/min. Viteza de deplasare pe șenile 0—7,5 m/min, în funcție de caracteristica terenului; consum de aer 40—50 m³/ICP; rotirea brațului aproximativ 280°.

Haveuza tip F 20 HONM pe lîngă faptul că are o înălțime foarte redusă și necesită o deservire simplă, mai prezintă și avantajul mișcării automate de transport și de rotire, precum și cel al înaintării mecanice în tăietura practicată.

O realizare foarte importantă, prezentată de asemenea la expoziția industrială cehoslovacă, a constituit-o instalația de dispecerizare TESLA tip DZ 56 pentru mine.

Această instalație servește pentru stabilirea unei legături prin difuzoare între dispeceri și fiecare loc de muncă din mină, precum și pentru urmărirea și supravegherea lucrului fiecărei mașini.

Instalația cuprinde două părți:

1. Dispozitivul de legătură care constă dintr-o centrală pentru comunicări prin difuzoare cu 40—60 de posturi participante și un releu telefonic de tipul ZB sau OB (după cerere) de asemenea pentru 40—60 de posturi cu posibilitate de conectare la rețeaua telefonică a statului;

2. Dispozitivele de măsurare și înregistrare. Cu ajutorul miliampermetrelor, montate pe tabloul superior al mesei dispecerului se pot măsura următoarele valori: sarcina fiecărei mașini din mină (spre exemplu: transportoare combine, compresoare, pompe etc.) presiunea aerului, temperatura unor locuri etc. De asemenea se supraveghează frecvența rețelei. Înregistrarea se efectuează cu ajutorul instrumentelor de înscriere și anume, pe de o parte prin miliampermetre înregistratoare urmăresc sarcina mașinilor în funcție de timp, iar pe de altă parte prin înregistratoare de timp, care supraveghează concomitent funcționarea a 14 mașini. Convorbiri mai importante pot fi înregistrate cu ajutorul unui magnetofon. Pentru restransmiterea programului de radio, sau a manifestărilor muzicale, instalația se poate completa cu un post de radio recepție.

Aparatele posturilor participante sînt foarte simple și legătura lor cu centrala dispecerului se efectuează printr-o pereche de conductoare în cablul telefonic, împreună cu o legătură la pămînt.

Stațiile de dispecerizare se livrează în trei moduri de execuție:

1) aparat de masă pentru ateliere și birouri,

2) aparat de perete pentru ateliere și uzină,

3) aparat protejat contra exploziilor, pentru încăperi în care există pericolul exploziei gazelor de mină.

Instalația mai dispune și de următoarele accesorii:

1. Intreruptorul-plutitor NPS 50 pentru supravegherea nivelului maxim și minim al apei din bazinele colectoare principale din mină;

2. Indicatorul presiunii aeruluiNST 34 pentru supravegherea presiunii aerului în conducta distribuitoare în mine;

3. Dispozitiv de control al aerajului NHV, pentru supravegherea aerajului în mină.

Toate aparatele menționate sînt protejate împotriva exploziei.

Prin introducerea serviciului de dispecerizare cu ajutorul instalației D 256 se asigură o conducere operativă a întreprinderii miniere, se micșorează cu 50—60% pierderile de timp în cazul deranjamentelor și — datorită acestui fapt — după cum s-a stabilit în minele din R. Cehoslovacă, procentul împlinirii planului se mărește cu 5—7%.

Datorită posibilității unei legături rapide, instalația de dispecerizare mărește siguranța întreprinderii miniere.

In încheiere vom descrie un utilaj care, deși nu este destinat exclusiv pentru industria minieră, găsește totuși o largă utilizare în acest sector. Este vorba de mașina de lopătat modernă tip MLP-1, de mare productivitate, reprezentată în fig. 3.

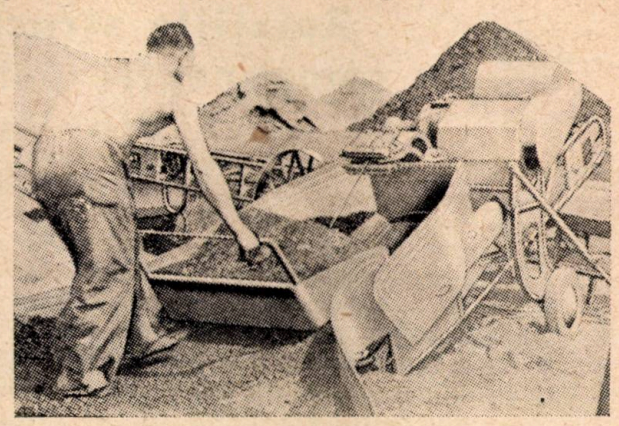


Fig. 3.

Construcția noii mașini cuprinde un braț basculant cu role de ghidaj prin care trece cablul de tracțiune, antrenînd placa de colectare cu materialul transportat. Acest dispozitiv permite colectarea materialului din nouă părți diferite, fără să evite pericolul de a sări cablul. Se mai menționează o casetă de reducție, precum și un inel servind la reglarea rapidă și simplă a distanței la care să fie oprită placa colectoare. Reglarea inelului poate fi făcută într-un minut, fără nici un fel de sculă.

Mașina de lopătat MLP 1 este dotată cu un motor de 6 CP pentru tamburul de înfășurare și un motor de 1 CP pentru transportor. Sînt prevăzute de asemenea două prize de curent cîte una pentru fiecare sens de curent și pentru angrenarea unui alt transportor. Viteza cablului este 0,85 m/s, iar a transportorului 1,5 m/s; tracțiunea în cablu este de 500 kg. Intreaga mașină cîntărește aproximativ 680 kg.

Se menționează că noua mașină de lopătat descarcă și încarcă materiale friabile pînă la o granulație de 50—60 mm. Ea se caracterizează prin marea sa mobilitate precum și prin diversitatea de utilizări. Cu ajutorul mașinii de lopătat MLP 1 se poate colecta material din orice loc la o distanță de 15 m, iar placa colectoare se oprește întotdeauna în același loc, fixat în prealabil. Este important de relevat că mașina nu necesită schimbarea polilor motorului: sensul de rotație dorit este obținut prin manipularea unei pîrghii comutatoare. Datorită unei pîlnii de încărcare adoptată pentru cele mai largi uși de vagon, este imposibilă căderea materialului pe jos sau în alt loc decît punctul de încărcare.

Mașina lucrează cu o productivitate de 10—40 m³/h, după distanța materialului colectat. Un muncitor experimentat poate descărca cu ajutorul ei un vagon de 20 t în 25 min.

In concluzie se poate constata că utilajul minier prezentat la expoziția industrială a R. Cehoslovace ilustrează înaltul nivel atins de către constructorii de mașini și specialiști în industria minieră din țara prietenă.

Comunicări ale Institutului de Cercetări Miniere

Relațiile structurale ale piritei, cu componenții petrografici ai cărbunilor din Valea Jiului

Ing. I. Nițulescu și ing. A. Manea

Valorificarea complexă a cărbunilor din Valea Jiului ridică probleme multiple în domeniul cercetărilor, mai ales în ceea ce privește cunoașterea proprietăților fizico-chimice ale materiei prime — cărbunii. Una dintre aceste probleme care prezintă un deosebit interes, mai ales în tehnologia cocsificării cărbunelui, este și aceea a piritei ce contribuie cu 60—70% la conținutul total de sulf.

Este cunoscut, în general, că sulful din cărbune este atît de natură organică (provine din plantele ce au fost incarbonizate și face parte din structura chimică a cărbunelui), cît și de natură anorganică (sulfuri și sulfați).

Intrucît proporția de sulf din cărbunii din Valea Jiului este relativ mare (3,5%), se impune reducerea acestuia și acest lucru nu se poate face decît în mică măsură întrucît, în afară de sulful organic ce nu se poate elimina prin prepararea mecanică, chiar sulful anorganic datorit aproape exclusiv piritei (gipsul apare sporadic și numai în zonele superficiale) nu se poate elimina total, datorită gradului înaintat de asociere a piritei cu cărbunele.

In cele ce urmează se fac unele observații sumare asupra petrografiei cărbunilor din Valea Jiului, pentru încadrarea și înțelegerea mai exactă a modului de prezentare a piritei.

Cărbunii, asupra cărora au fost executate analizele petrografice din acest studiu, provin din stratele *3, 4* și *5* (Paprica) și stratele *8* și *9* de la minele Lonea, Petrila și Lupeni.

Aspectul macroscopic

In general, cărbunii prezintă culoarea neagră, cu textura paralelă, datorită alternanței de benzi cu luciu puternic, cu benzi cu luciu mat sau semimat.

Cărbunele prezintă spărtura concoidală sau în ochi și este mai mult sau mai puțin friabil, în funcție de proporția în care apare vitritul.

Pe fisuri sau pe stratificație se întîlnesc frecvent cruste și filonașe de carbonați și pirită, separat sau împreună. Aceste cruste și pelicule prezintă grosimi cuprinse între 0,2 și 2 mm.

Subordonat s-au observat și cuiburi de pirită cu dimensiuni ce ajung la 5—6 mm. De asemenea, s-au observat cu ochiul liber cuiburi mici cu pirită cu dimensiuni sub 1 mm, cu răspîndire uniformă.

Descrierea microscopică

In general, sub microscop, cărbunii din stratele enumerate mai sus se prezintă în benzi alternative, cu grosimi de la 0,1 mm la cîțiva centimetri, formate din următorii componenți petrografici: clarit, vitrit, durit și, cu totul subordonat, fuzit.

Proporția în care acești componenți petrografici iau parte la alcătuirea cărbunelui variază de la strat la strat, însă, în general, se poate spune că în toate stratele componentul predominant este claritul *).

Claritul variază de la 53% în stratul *4* la 90% în stratul *9*, vitritul de la 10% în stratul *9* la 42% în stratul *4*.

Duritul în acești cărbuni s-a observat în cantitate mai mică, între 5% în stratul *8* și 12% în stratul *5* (Paprica).

Fuzit se întîlnește în cantitate foarte redusă, cca. 1% în stratul *3* și în unele strate ca *4, 5, 8* și *9*, chiar sub 0,1%. In afară de acești componenți petrografici, cărbunii din Valea Jiului conțin și substanțe minerale, ca: pirită, carbonați, argilă și, în măsură mai mică, granule de cuarț. Dintre aceste minerale prima este în cantitate mai mare, în medie în proporție de cca. 5—6%, însă cu tendință de aglomerare în unele benzi pînă la 12%.

*) Cercetările efectuate de dr. ing. I. D. Mateescu asupra acelorași cărbuni au arătat că dintre componenții petrografici respectivi vitritul ar predomina, iar nu claritul.

Este necesar a se pune la punct aceste concluzii controversate dintre autorii menționați, prin cercetări suplimentare și cît mai extinse.

Claritul este un component important în acești cărbuni și se prezintă în benzi paralele cu stratificația. Este format din masă de bază vitritică în care sînt înglobate următoarele elemente de formă: cuticule, granule de rășină și scleroți. Se mai întîlnesc și substanțe minerale, ca: pirită, carbonați, argilă și cuarț. După felul elementelor de formă, care predomină în cărbunii din Valea Jiului, deosebim două feluri de clarit și anume: clarit de cuticule (fig. 1) și clarit de

Fig. 1. Mărire 450×. Secțiune lustruită (imersie). *Clarit* format din cuticule și corpuri rășinoase incluse în masa de bază vitritică:
a — masa de bază vitritică; *b* — corpuri rășinoase; *c* — cuticule; *d* — granule de pirită.

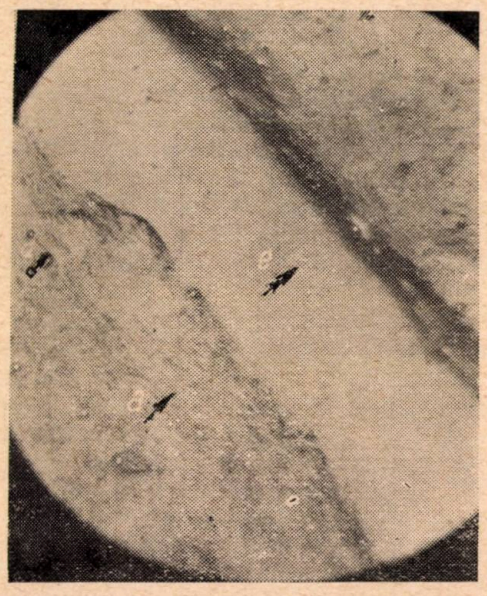


Fig. 2. Mărire 60×. Secțiune lustruită. Bandă de vitrit (collinit) în masa de bază vitritică și incluziuni de pirită:
e — vitrit fără structură (collinit); *a* — masa de bază vitritică; *d* — granule de pirită.

rezinite, cînd în masa de bază vitritică între elementele de formă predomină corpurile rășinoase.

Pirita, în clarit, se întîlnește sub formă de granule mici, fin dispersate și prezintă tendință

Fig. 3. Mărire 450×. Secțiune lustruită (imersie). Vitrit cu structură (telinit) cenușiu-gri, masa de vitrit negru, lentile și filamente de rășini care imprimă structura vitritului.

de aglomerare în clarit; proporția piritei în acest component petrografic este în medie de 5—6%.

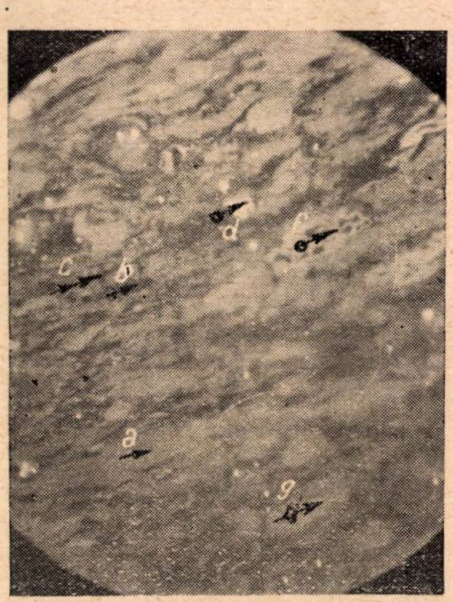


Fig. 4. Mărire 450×. Secțiune lustruită (imersie). Durit alcătuit din rășini, cuticule, scleroți, granule de pirită și carbonați incluse în masa de bază vitritică:
a — masa de bază vitritică; *b* — corpuri rășinoase; *c* — cuticule; *f* — scleroți; *d* — granule de pirită; *g* — carbonați.

Vitritul se prezintă de asemenea în benzi cu grosimi de la 0,1 mm pînă la cîțiva centimetri, paralele cu stratificația și sub cele două varietăți: collinitul și telinitul. Collinitul (fig. 2)

este vitritul fără structură şi se întîlneşte în proporţie mai mare decît telinitul.

Telinitul (fig. 3) este vitritul cu structură şi se prezintă în general sub formă de fîşii în masa de collinit.

Pirita, în vitrit, se găseşte tot sub formă de granule mici, însă în proporţie mai mică decît în clarit şi durit (cca. 2%); excepţie prezintă stratul *8* în care se observă o tendinţă de aglomerare a piritei în benzile de collinit (vitrit fără structură), pirita ajungînd pînă la 4%. Benzile de telinit de regulă nu conţin granule de pirită.

Duritul (fig. 4). Benzile de durit sînt în proporţie redusă în aceste strate şi cel mai frecvent apar în stratul „Paprica", unde ajung la 12%.

Duritul cărbunilor din Valea Jiului nu este durit clasic, în care să predomine masa de bază opacă, însă prezenţa elementelor de formă ca: exinite, rezinite şi a fluturaşilor de materie opacă (micrinite), în proporţie mare (cca. 40—

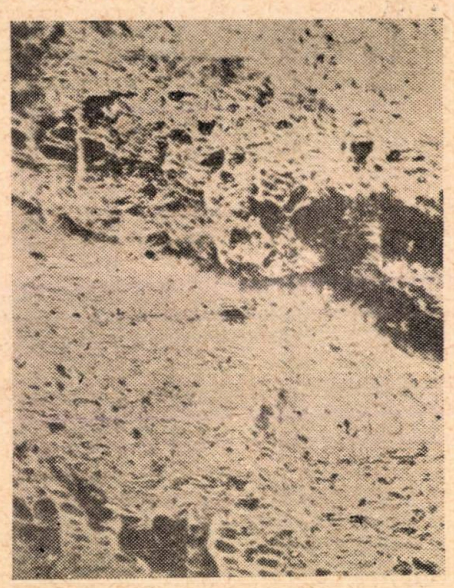


Fig. 5. Mărire 200 ×. Secţiune lustruită. Benzi de fuzit cu structură celulară în dreapta. În centru se observă trecerea de la fuzit la semifuzinit. În stînga, o bandă de fuzit cu structura stelară.

50%) *) incluse în masa de bază vitritică, permite să fie considerate aceste benzi ca fiind un durit caracteristic cărbunilor din Valea Jiului.

În durit, pirita, la fel ca şi în clarit, este în proporţie mai mare decît în ceilalţi componenţi petrografici (cca. 5%), însă, spre deosebire de acesta, în duritul din stratul *5* (Paprica), de exemplu, granulele de pirită sînt mai fin dispersate.

*) Procentul mare se referă la micrinite, rezinite şi exinite, toate împreună.

Fuzitul se întîlneşte în proporţie de 1% şi se prezintă în lentile mici şi mai rar în benzi cu grosimi între 0,03 şi 0,10 mm.

Fuzitul prezintă structura celulară caracteristică, uneori destul de bine conservată, alteori pereţii celulelor sînt dilataţi şi se observă o trecere de la fuzit la semifuzinit (fig. 5).

În fuzit, cantitatea de pirită este foarte redusă şi se găseşte numai în lumina celulelor fuzitului, în aşa-zisul fuzit tare.

Pirita (FeS_2). Modul de prezentare

O examinare mai atentă la microscop permite să grupăm pirita, după modul ei de prezentare, în următoarele clase:

a) *Cristale micronice de pirită (2—5 microni).* Pirita sub această formă are o răspîn-

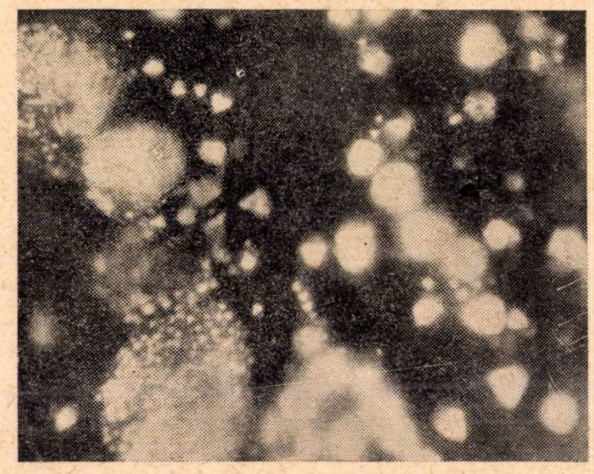


Fig. 6. Mărire 600 ×. Secţiune lustruită în imersie. Granule de pirită în masa vitritică. Stratul *4* Lonea-Valea Jiului alb — pirită.

dire uniformă şi anume: în toţi componenţii petrografici din toate probele studiate. Cristalele au contururi cristalografice proprii (în secţiune apar triunghiuri, pătrate şi pentagoane) ce corespund cristalelor octaedrice, cubice şi dodecaedrilor pentagonali. Proporţia în care apare pirita sub această formă este foarte mică (3—5% din totalul piritei), dat fiind dimensiunile extrem de mici ale cristalelor (fig. 6).

b) *Granule sferoidale.* Cu măriri pînă la 250 ×, aceste granule de secţiune circulară au aspect compact şi prezintă dimensiuni cuprinse între 0,01 şi 0,05 mm. Aceste granule au, de asemenea, o răspîndire uniformă şi ocupă golurile din masa componenţilor petrografici.

La măriri puternice de 800 şi 1 200 × în imersie, s-a observat că, în marea majoritate a cazurilor, aceste granule nu sînt compacte, ci sînt constituite din cristale mici idiomorfe, de felul celor descrise mai sus, aglomerate mai mult sau mai puţin (fig. 1, 2, 3, 4). Aceste cristale ce alcătuiesc granulele sînt de obicei înglobate (cimentate) într-o masă minerală ce

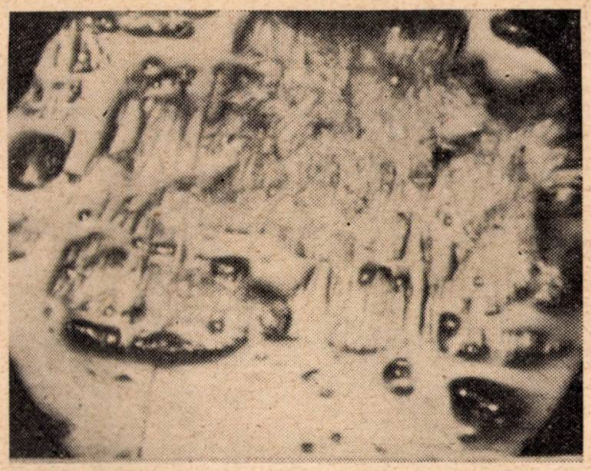


Fig. 7. Mărire 80 ×. Secţiune lustruită. Vitrit cu fisuri fine cu carbonaţi orientate perpendicular pe stratificaţie şi cu incluziuni de granule de pirită (alb). Stratul *5* (Paprica) — Valea Jiului.

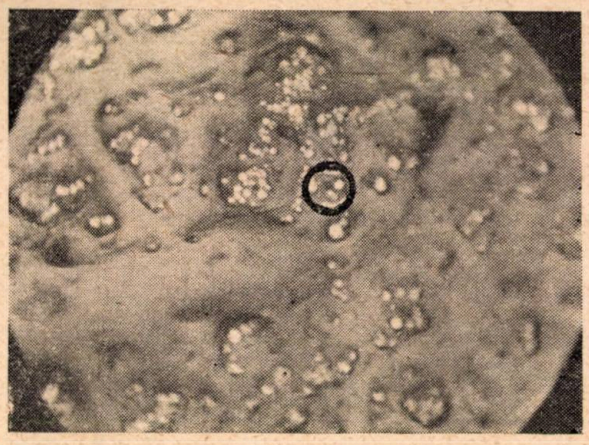


Fig. 8. Mărire 200 ×. Secţiune lustruită. Vitrit cu incluziuni de pirită. Masa este de vitrit şi granulele albe rotunde sînt agregate constituite din cristale fine de pirită. Stratul *5* (Paprica) — Valea Jiului.

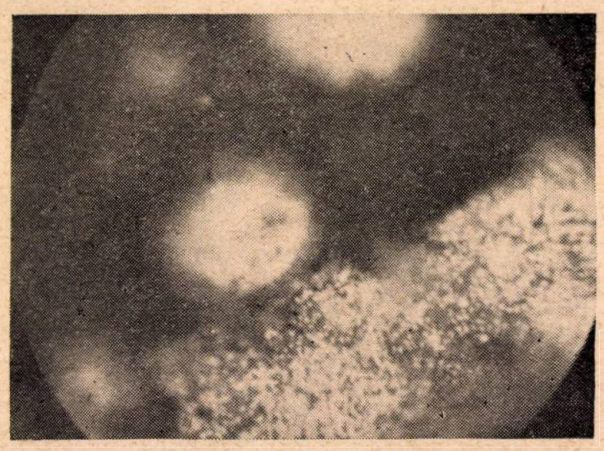


Fig. 9. Mărire 800 ×. Secţiune lustruită (imersie). Cristale micronice de pirită ce alcătuiesc granulele sferoidale de pirită (porţiune din fig. 8 mărită la 800 ×).

prezintă de asemenea forme rotunjite (argilă şi carbonaţi).

În jurul granulelor sferoidale s-au observat la măriri mai mici borduri circulare, asemănătoare unor aureole, ce, însă, la măriri puternice,

Fig. 10. Mărire 150 ×. Secţiune lustruită. Cuiburi şi şiraguri de pirită în masa vitritică. Stratul *8* Valea Jiului (Petrila) — alb — pirită.

se constată că sînt aceleaşi cristale micronice înlănţuite într-un cerc, echidistanţate.

c) *Cuiburile de forme rotunjite* nu sînt altceva decît aglomeraţii în aceleaşi substanţe mine-

Fig. 11. Mărire 150 ×. Secţiune lustruită. Intersecţia de filonaşe de pirită în clarit. Stratul *3* Valea Jiului (Petrila) :
a — pirită primară; *b* — pirită secundară.

rale, de granule sferoidale sau de cristale micronice. În aceste cuiburi sînt cuprinse de obicei 2—9 granule sferoidale, cu diferite spaţii între

ele, astfel încît cuiburile ajung la dimensiuni de 0,5 mm (fig. 8 şi 9). Cuiburile, uneori, formează şiraguri orientate paralel cu stratificaţia cărbunelui (fig. 7 şi 9).

d) *Filonaşele de pirită* se prezintă sub două aspecte distincte:

1. Filonaşe alcătuite din cuiburi şi cristale idiomorfe micronice, care sînt dispuse paralel cu stratificaţia cărbunelui, avînd grosimi mici sub 0,2 mm. Aceste filonaşe nu au continuitate şi sînt de obicei incluse în masa cărbunoasă.

2. Filonaşe alcătuite în general din cristale alotriomorfe de pirită, cu dimensiuni mai mari şi asociate de obicei cu carbonaţi sau argilă.

O caracteristică a acestor filonaşe este grosimea lor ce poate ajunge pînă la 2 mm şi neconcordanţa cu stratificaţia cărbunelui. În unele cîmpuri, la microscop, au fost întîlnite intersecţii de aceste filonaşe şi se pot recunoaşte cu uşurinţă în fig. 11.

e) *Nodule de pirită,* cu dimensiuni pînă la 7—8 mm, au fost întîlnite în două eşantioane. În acest caz, pirita este asociată cu substanţa

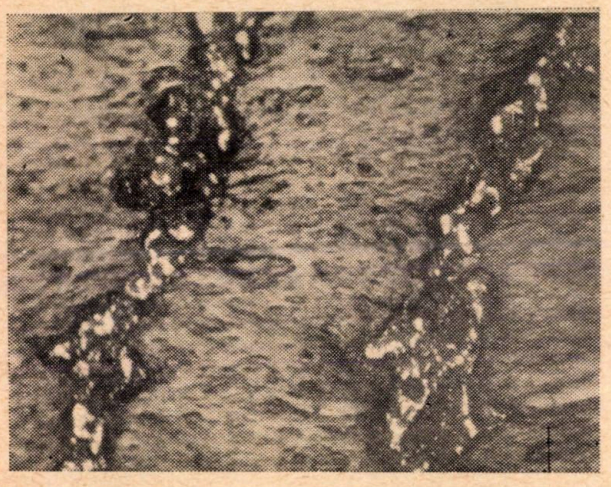


Fig. 12. Mărire 80 ×. Secţiune lustruită. Filonaşe de pirită secundară în clarit în stratul *3* Petrila, Valea Jiului

minerală (argilă, carbonaţi). În unii moduli de carbonaţi s-a observat că granulele sînt înconjurate şi cimentate de pirită, astfel că microscopic dădeau impresia unor nodule compacte de pirită (fig. 13).

Asociaţiile piritei

În general, pirita apare inclusă în toţi componenţii petrografici ai cărbunelui, şi anume: cel mai frecvent în clarit şi durit şi subordonat în vitrit. Cu totul excepţional, în stratul *8,* pirita este aglomerată de obicei în vitrit şi subordonat în ceilalţi componenţi.

Incluziunile de pirită în aceşti componenţi petrografici se prezintă sub formele descrise mai înainte, ceea ce înseamnă că majoritatea piritei, atît în granulele sferoidale, cît şi cuiburile, sînt îmbrăcate într-o masă minerală ce umple porii din substanţa cărbunoasă.

În cuiburile şi benzile de carbonaţi se întîlnesc frecvent incluziuni de pirită sub formă de granule sau filonaşe, uneori înconjurînd granulele de carbonaţi (fig. 13).

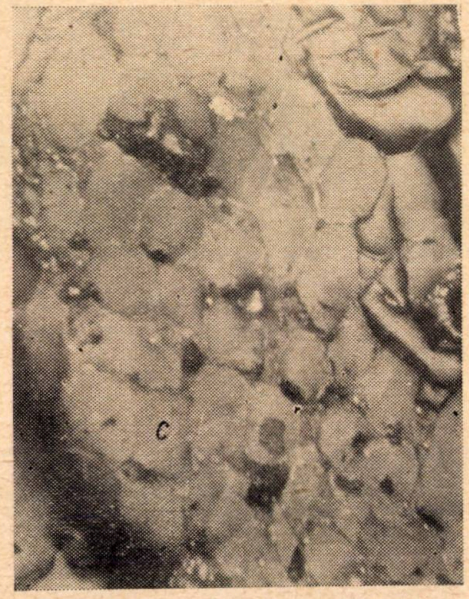


Fig. 13. Mărire 80 ×. Secţiune lustruită. Filonaşe de pirită cu carbonaţi. Stratul *3* Petrila — Valea Jiului.

În urma măsurătorilor executate asupra granulelor de pirită se poate da următoarea tabelă granulometrică:

Tabela 1

Dimensiunile granulelor de pirită

Dimensiunile granulelor, în mm		%
sub	0,05 mm	31
0,05	0,074	12
0,074	0,10	7
0,10	0,15	6
0,15	0,25	5
0,25	0,5	7
0,5	1,0	12
peste	1 mm	21

Din această tabelă se vede că o mare parte din pirită se prezintă cu dimensiuni extrem de reduse (50% din pirită cu dimensiuni mai mici de 0,10 mm) şi numai o treime din pirită cu dimensiuni peste 0,5 mm.

Se remarcă, cu această ocazie, că aceasta este o granulometrie generală şi variaţiile la diferite strate sînt în limite destul de mici.

Consideraţii genetice

După modul de prezentare a piritei, aşa cum a fost descris pînă acum, se poate spune că

pirita se prezintă sub două aspecte distincte şi anume:

a) Pirita primară (singenetică) este pirita formată în acelaşi timp cu formarea cărbunelui. Aceasta este pirita ce se prezintă în cristale micronice diseminate izolat sau aglomerate în granule sferoidale, cuiburi sau şiraguri, întotdeauna în perfectă concordanţă cu stratificaţia cărbunelui.

Aceasta s-a format prin reacţia ce a avut loc între hidrogenul sulfurat emanat de substanţele organice în procesul de incarbonizare şi fierul conţinut de soluţiile apoase de îmbibaţie, sau chiar cu fierul din masa organică în prezenţa materialului organic în descompunere.

Acest mod de formare explică incluziunile mici de pirită îmbrăcate în substanţe minerale şi incluse în masa componenţilor petrografici.

Tot pirită primară este considerată şi pirita din benzile de carbonaţi concordante cu stratificaţia şi poate fi considerată că s-a format în turbărie, în timpul sedimentării.

b) Pirita secundară, formată ulterior în masa cărbunelui, este pirita ce s-a depus pe fisuri şi pe planurile de stratificaţie, ca rezultat al depunerii (precipitării) piritei din soluţiile feruginoase de infiltraţie. Mediul prielnic pentru formarea piritei este mediul acid.

Această pirită se prezintă sub formă de pelicule sau filonaşe, uneori ca nodule, în orice caz cu dimensiuni mai mari decît pirita primară.

Din analize chimice executate asupra aceloraşi probe în laboratorul de analize de către tov. ing. Roman Pavel (tabela 2), se observă cu uşurinţă că majoritatea sulfului din cărbuni este datorit prezenţei piritei.

Tabela 2

Analiza probelor date

Mina	Locul probei	Sulf total, %	Sulf piritic, %
Petrila	stratul *3* abatajul 20 vest	2,59	1,42
Petrila	stratul *5*, Paprica	4,35	3,21
Petrila	stratul *8*	3,66	1,73
Petrila	stratul *9*	3,45	2,01
Lonea	stratul *3*, abatajul 405	2,65	2,18
Lonea	stratul *3*, abatajul 503	1,82	1,19
Lonea	stratul *4*	2,41	2,17
Petrila	stratul *4*	5,52	4,00

Proporţia de sulf piritic constatată este în medie de 2,47% la Petrila şi 1,85% la Lonea.

Acolo unde proporţia de sulf creşte, ea se datoreşte în primul rînd creşterii proporţiei de pirită şi aceasta este confirmată nu numai de analizele chimice (stratul *5* „Paprica"-Petrila, stratul *4* Petrila), dar şi de faptul că la microscop s-a observat pirită în proporţie mare (fig. 8).

Concluzii generale

Studiul microscopic a fost executat asupra unor probe de cărbuni din stratele *3, 4, 5, 8* şi *9* de la minele Petrila şi Lonea, pentru determinarea modului de prezentare a piritei.

Pirita are un mod de prezentare variat în ceea ce priveşte forma şi dimensiunile granulelor, fără însă să varieze în limite largi de la probă la probă.

Pirita este legată atît de masa cărbunoasă, cît şi de intercalaţiile sterile şi se prezintă sub următoarele forme:

a) cristale micronice (2—5 μ) cu contururi cristalografice proprii, diseminate uniform în masa cărbunelui;

b) granule sferoidale de 0,01—0,05 mm, izolate sau grupate în cuiburi ce ajung pînă la 0,5 mm, de obicei înglobate în substanţe argiloase sau în carbonaţi;

c) şiraguri şi filonaşe alcătuite din cristale idiomorfe, cuiburi sau cristale alotriomorfe, ajungînd pînă la grosimi de 1—2 mm;

d) nodule de pirită (carbonaţi sau argile cu incluziuni de pirită) ce ajung la dimensiuni de 7—8 mm.

Pirita este inclusă frecvent în clarit şi durit şi subordonat în vitrit.

Măsurătorile făcute asupra granulelor de pirită arată că aceasta este intim asociată cu componenţii petrografici (cca. 50% se prezintă în granule mai mici de 0,10 mm şi numai 20% depăşesc 1 mm).

Pirita primară (singenetică), ce se prezintă în cristale micronice diseminate izolat sau aglomerate sub diverse forme, prezintă dimensiuni reduse şi, în mod normal, nu poate fi separată prin prepararea mecanică decît în proporţie foarte mică şi anume în cazul cînd este inclusă în intercalaţiile sterile.

Pirita secundară se prezintă sub formă de filonaşe şi cruste şi se poate separa mai uşor, dat fiind dimensiunile mai mari (0,5—2 mm).

Din analiza chimică a probelor, se observă că aproximativ 60% din sulful total din cărbune se datoreşte piritei, restul fiind de natură organică, ceea ce, în final, înseamnă că prin prepararea mecanică în mod normal (sfărîmare la 2—5 mm) se poate reduce conţinutul total în sulf al cărbunilor, cu maximum 30%.

Documentare

Davîdov B. L. şi Tihovidov B. D., **Instalaţii importante de maşini de extracţie şi de aeraj la minele din Republica Populară Chineză.** Gornîi J. U.R.S.S., Vol. 131 (1956), nr. 5, pag. 35—38, 2 fig.

Se descriu instalaţiile maşinilor de extracţie de mare capacitate, montate pe turnuri metalice speciale de 63—65 m înălţime, care asigură extracţia cărbunelui din mine cu puţuri de cca. 800 m adîncime. Se arată tipurile de transportoare cu bandă de cauciuc, folosite pentru transportul cărbunelui pe puţuri înclinate. Se descriu instalaţii de aeraj deservite cu ventilatoare centrifugale de 11 000—17 000 m³/min debit şi depresiune de 260—300 mm coloană de apă.

Titov V. D., **Eliminarea eficace a prafului din aer la mina „Novaia"**, Gornîi J., U.R.S.S. Vol. 131, (1956) nr. 5, pag. 51—54, 1 fig.

Se descriu măsurile luate la mina „Novaia" pentru eliminarea prafului din aerul de mină prin aerajul activ al locurilor de muncă, utilizarea perforării umede a găurilor de mină şi pulverizarea apei în galeriile de aeraj şi în punctele de formare a prafului.

Datorită măsurilor luate se constată o scădere a conţinutului de praf în aer de mină de la 19,2 mg/m³, în anul 1952, la 1,94 mg/m³ în anul 1955.

Houberechts A. şi Degueldre G., **Experimentări de măşti contra prafului,** Communications de l'Institut d'Hygiène des Mines (1956), pag. 17, 12 fig.

Experimentările s-au efectuat cu 15 tipuri de măşti a căror construcţie este descrisă pe scurt. La măşti se admite o rezistenţă maximă la inspiraţie de 15 mm H_2O şi la expiraţie de 5 mm H_2O la un debit continuu de aer de 50 l/min. Puterea de reţinere măsurată la intervale de 30 min trebuie să fie de 95% după 3 ore de funcţionare într-o atmosferă cu 300—350 mg/m³ praf cărbunos cu 8% praf de rocă în particule sub 5 microni.

Autorii fac o clasificare a măştilor din punctul de vedere al jenei respiratorii la inspiraţie şi la expiraţie şi al puterii de reţinere. Cităm ca cele mai indicate marca Fernez, Brison 7 L.N.S., Colonia şi Draeger Stinnes-Zeche.

Rhédey P. şi Roboz J., **Metoda chimică pentru determinarea rapidă a cuarţului liber din roci** (Kőzetek szabod kovasavtartalmának gyors meghatórozósa kémisi módazerrel), Bany, 1, R.P. Ungară (1956), pag. 402—406, 5 fig., 9 tabl.

Se descrie o metodă pentru determinarea suficient de precisă şi rapidă a bioxidului de siliciu liber din roci. Metoda se bazează pe separarea bioxidului liber de alţi silicaţi cu ajutorul acidului fosforic. Se dau datele de analize în 5 tabele, analize făcute cu probe din puţul Kossuth al minei Komlo.

Malet A. L., **Cu privire la relaţia între lungimea abatajului frontal şi productivitatea muncii unui miner,** (O haraktere zavisimosti mejdu dlinoi lavî i proivoditelnostru truda rabocego). Ugol, U.R.S.S., 31 (1956), nr. 8, august, pag. 21—23, 1 fig. 1 tabl. 7 ref. bibl.

După cum se ştie, pe măsură ce creşte lungimea unui abataj frontal, creşte şi productivitatea muncii minerilor. Lucrul acesta se constată atît din practică, cît şi din considerente teoretice. Pînă în prezent însă nu există o părere unanimă cu privire la forma funcţiei $p=f(l)$ (unde p este productivitatea muncii, l — lungimea abatajului) adică dacă productivitatea muncii creşte monoton cu mărirea lungimii abatajului sau această creştere este limitată. Autorul discută în articol această relaţie şi propune pentru rezolvarea ei metoda de corelaţii. Se descrie această metodă cu ajutorul căreia se pot stabili coeficienţii corelaţiei la o funcţie liniară şi raportul de corelaţie la o funcţie neliniară. Din grafice şi tabele comparative precum şi din verificările în practică se ajunge la concluzia că munca în abataje frontale lungi, la o justă organizare a ei, este mai productivă decît în cele scurte.

Bar S., **Probleme speciale cu privire la maşinile de extracţie cu mai multe cabluri,** (Sonderfragen der Mehrseilförderung). Glückauf, R. F. Germană, 92 (1956), nr. 23/24, (9 iunie), pag. 637—646, 15 tabl.

Cu mărirea capacităţii tonajului extras cît şi a adîncimii puţurilor s-a pus problema utilizării maşinilor de extracţie cu mai multe cabluri, din două motive: se evită instalarea de tambure de dimensiuni prea mari şi se reduce uzura cablurilor produsă de efectul răsucirii firelor sub tracţiune, ele fiind contrabalansate prin montarea a două sau patru cabluri aşezate în sens opus pe tambur două cîte două. Sistemul cu patru cabluri s-a folosit pentru prima oară la mina de cărbuni de la Bochum-Hordel, de lîngă Hanovra în anul 1947.

Cablul s-a calculat la o rezistenţă de 180 kg/mm², luîndu-se un coeficient de siguranţă de 7.

Experienţele făcute timp de 7 ani au arătat o simţitoare reducere în uzura cablurilor. Pentru obţinerea unei funcţionări optime a maşinilor cu cabluri multiple spre deosebire de cele cu un singur cablu este nevoie de o deosebită grijă la montarea cablurilor pe moletele din turnul de extracţie cît şi pe tambur. O caracteristică a acestui sistem este necesitatea montării a cîte unui compensator de tensiune pe fiecare cablu în locul de legătură cu colivia de extracţie, compensator ce poate fi, fie de tip hidraulic, fie mecanic.

* * * **Condiţionarea aerului în industria minieră din străinătate,** Gornîi Jurnal (1956), nr. 10, pag. 58—60, fig. 3.

Instalaţiile de condiţionare a aerului folosite în Africa de Sud, India, America, Belgia şi Germania constă din agregatul de răcire (compresor, condensator şi vaporizator), instalaţii pentru răcirea apei condensato-

rului şi răcitorul de aer. Aceste ansamble sînt legate prin trei sisteme independente: sistemul agentului frigorific; sistemul de răcire al condensatorului şi sistemul frigogenului. Instalaţia poate fi montată la suprafaţă sau în subteran.

Instalaţiile de la suprafaţă au avantajul unei conduceri simple şi posibilitate de folosire a oricărui frigogen. Lipseşte reţeaua de conducte şi necesitatea apei pentru răcirea condensatorului. Neajunsul constă în randamentul redus, o mare parte din frigorii consumîndu-se în rampe şi nu în abataje.

La mina Robinson Deep Mines pentru răcirea aerului la +4° se consumă 6 mil kcal/oră; 35% din acestea se pierd pe cei 1 500 m de puţ şi încă 35% pe traseul de 1,5 km. de galerie.

La mina Crown Mines funcţionează 4 puţuri de aeraj cu adîncime de 2 700 m, iar din cei 49 600 m³/min aer ce intră în mină, 26 000 m³/mm sînt răciţi în două instalaţii de cîte trei trepte. Se obţine o reducere de temperatură de cca. 5°, lucru important ţinînd seama de faptul că aerul condiţionat are o umiditate cu 25% mai mică decît cel necondiţionat. Inainte de condiţionarea aerului acesta avea 33° şi umiditatea de 85—90%, iar după condiţionare s-a ajuns la 28° şi 75% umiditate.

In centralele subterane nu se poate folosi amoniac sau oxid de carbon ci numai freon. Totodată pentru răcirea condensatorului este nevoie de o mare cantitate de apă. Apa din mină se răceşte şi ea înainte de folosire prin scurgere de la o înălţime de 100—200 m, metodă ce permite antrenare de praf şi deci corodarea instalaţiei. Prima instalaţie de acest fel a fost realizată în Africa de Sud şi pentru răcirea a 5 500 m³ aer/min s-au consumat 1,5 mil. kcal/oră, temperatura coborînd de la 28° la 25°. In cazul unei instalaţii la suprafaţă consumul ar fi fost de peste două ori mai mare.

Instalaţiile locale de condiţionare sînt de două tipuri: cele plasate în rampe şi legate prin conducte de locurile de muncă, şi cele transportabile ce se montează chiar la locul de muncă. Instalaţiile de primul tip prezintă pierderi de căldură de cca. 50%.

Instalaţiile mixte permit montarea agregatului de răcire la suprafaţă şi a dispozitivelor de răcire în mină. In acest mod se combină avantajele celor două sisteme rămînînd ca neajuns numai acela al existenţei unor conducte prea lungi. Prima instalaţie de acest tip s-a construit în Belgia şi avea un debit de 350 000 kcal/oră. Răcitorul cu greutate de 10 t şi demontabil era de tipul filtrului celular şi se monta pe toată secţiunea de trecere a aerului în abataj. Aerul intra în răcitor la 32—34° şi ieşea la 14—16° pentru a ajunge la extremitatea abatajului la 27—28°. Randamentul instalaţiei era de 73%.

* * *: **Industria minieră carboniferă în U.R.S.S.** (Coal mining industry in the U.R.S.S.), Iron and coal (1956), 14. IX, pag. 692—694.

Cu ocazia vizitei efectuate de o delegaţie sovietică de ingineri minieri în Anglia, aceştia au prezentat stadiul industriei miniere carbonifere sovietice. Astfel, faţă de cele 29 milioane tone cărbuni obţinuţi în 1913, în 1955 s-a obţinut o producţie de 391 milioane tone, din ultimul război mondial menţinîndu-se permanent o dinamică foarte accentuată a producţiei.

Bazinul Donetului este cel mai mare bazin de cărbuni de bună calitate din care aproape jumătate sînt cocsificabili. Grosimea stratelor este de cca. 1,7 m, iar producţia realizează 70% din strate orizontale, 12% din strate de înclinare medie şi 18% din strate de mare înclinare. Adîncimea de exploatare variază de la 100—1000 m, peste 40% din exploatări avînd adîncimi peste 300 m, iar 4% din exploatări exploatează strate ce prezintă pericolul erupţiilor de metan şi praf de cărbune.

Bazinul Kuznetk (Kuzbass) este unul din cele mai mari centre de combustibil din Siberia şi Asia Centrală. Bazinul se caracterizează prin numărul mare de strate, cca. 30, cu o grosime totală de 80 m. In general însă zăcămîntul este puternic tectonizat, fapt care însoţit de numărul mare de strate apropiate şi de tendinţa la autoaprinderi pune probleme grele industriei miniere. Inclinarea medie de la 5—8°, toate minele prezentînd emanaţiuni de gaze şi 26% din ele fiind considerate ca excepţional de periculoase din acest punct de vedere. Grosimea medie a stratelor este de 2,1 m, cca. 90% din producţie fiind realizată din strate de 1,2 m. Rezerva de cărbuni este în proporţie de 30% cocsificabilă.

Bazinul Moscovei se caracterizează prin condiţii hidrogeologice complicate. Cărbunele are un conţinut de 45% cenuşă, grosimea stratelor fiind în medie de 2,1 m, majoritatea stratelor fiind orizontale şi la adîncimi de cca. 50 m. In timpul războiului exploatările au fost devastate de germani, dar după retragerea acestora în decurs de 8 luni s-a atins nivelul producţiei antebelice.

Bazinul Karaganda este plasat în partea de nord a republicii Kazahe. Calitatea cărbunelui este excelentă, peste 50% din cărbuni fiind cocsificabili. Stratele sînt în general orizontale cu grosimi de 0,7—7,5 m. Toate exploatările prezintă pericolul prafului de cărbune şi cca. 64% din ele şi pericolul metanului.

Bazinul Peciora este localizat în nord-estul zonei europene a Uniunii Sovietice, cuprinzînd mari resurse de cărbuni cocsificabili. Climatul este cel al gheţurilor veşnice. Toate exploatările prezintă emanaţiuni de metan. Peste 61% din strate sînt orizontale cu grosimi de 0,5—4,5 m. Acest bazin a fost deschis după cel de-al doilea război mondial.

Bazinul Kizel este plasat în Urali şi cuprinde strate cu grosimi de 0,5—4,5 m cu adîncimi de 700—800 m. Stratele sînt în majoritate de înclinare mare şi medie şi cuprind un cărbune cocsificabil.

Bazinul Celiabinsk este plasat tot în Ural şi peste 40% din producţie se obţine din cariere. Grosimea medie a stratului este de 1,2 m, deşi în unele zone atinge şi grosimi de 150—200 m. Cărbunele este de tipul lignitului cu un conţinut de umiditate sub 25%.

Alte zăcăminte de cărbuni apar la Lwow-Volynsk şi în Ucraina, în republica Kazahă şi de asemenea în Caucaz.

* * *: **Prospecţiuni executate cu găuri lungi forate cu perforatoarele,** In L'equipement mécanique (1956), oct., pag. 6—18.

Pentru efectuarea unor foraje de 10 m adîncime în locuri strîmte se folosesc sfredele plate flexibile. Acestea au secţiuni de 26×12 mm şi se pot curba la raze de 1 300 mm. Datorită curburii impuse sfredelul suportă eforturi mult mai mari decît cele exagonale şi ca atare şi durata sa este mai redusă. Deoarece prin acest procedeu nu se pot lua carote, pentru analize serveşte praful obţinut la perforare care poate fi colectat la diferite adîncimi şi prin studii microscopice permite determinarea mineralelor utile. Pentru aceste lucrări se foloseşte un perforator cu injectare variabilă, aşa fel încît presiunea apei poate depăşi presiunea normală a aerului comprimat. Injectarea se face cu un manşon intermediar, iar elementele de sfredel se cuplează prin filetare într-un sistem ce prezintă maximum de rezistenţă şi uzură redusă. Prin cuplarea mai multor elemente de acest fel se obţine un sfredel de lungime dorită. O gaură de sondă de 25—30 m se poate efectua în cca. 5 ore (perforator RH 657 cu greutate de 20 kg).

* * *: **Exploatarea zăcămintelor de minereuri în carieră** (Exploatation des mines métalliques a ciel ouvert), In L'equipement mécanique (1956), nr. 10 oct., pag. 26.

Exploatarea în carieră capătă o importanţă tot mai mare la exploatarea zăcămintelor de cărbuni, minereuri etc. Unele exploatări au ajuns la producţii foarte mari: la Bingham în Utah (S.U.A.) se exploatează zilnic 90 000 tone minereu de cupru şi 111 000 tone steril din dezvelire.

Tendințele în exploatarea la zi și a zăcămintelor metalifere cu rezerve mici și medii caută să adopte soluția cea mai simplă cu minim de mașini de mare putere. Ca linie generală se tinde spre obținerea unei elasticități a metodei mai mult prin avansarea lucrărilor și stocajului decît printr-o rezervă de utilaje.

Raid J., Sinclair J. H.: **Săparea unui puț de jos în sus printr-o nouă metodă,** Railsind at trwin shaft, Roan Antelope Capys Mine Northern Rhodesia. Bulletin of the Institution of Mining and Metalurgy, 1956, nr. 596 (iulie), pag. 433—441.

Noua metodă de săpare a fost aplicată în Rodezia de nord la o mină de cupru pentru săparea unui puț cu dimensiuni de 5,8×4,1 m. Deoarece puțul trebuia să constituie o a doua legătură între orizonturi succesive s-a folosit metoda de săpare de jos în sus.

Inițial de la orizontul superior în axa puțului s-a forat o gaură de sondă pînă la nivelul orizontului inferior. Prin această gaură de sondă s-a trecut cablul unui troliu montat la orizontul superior și care s-a fixat la o colivie de formă cilindrică cu două etaje. Între colivie, mecanicul troliului și echipa din orizontul inferior s-a menținut în permanență o legătură prin dispozitive de semnalizare. Pentru perforare, muncitorii se urcau în colivia care era ridicată în puț pînă în frontul de lucru. Aici ei perforau găurile, după care colivia era coborîtă și ridica pe artificier și ajutoarele lui. După încărcarea explozivului, colivia era din nou coborîtă și trasă în rampă, iar cablul era ridicat prin gaura de sondă la troliu. După pușcare, materialul cădea în rampa inferioară de unde era încărcat în vagonete cu ajutorul screperului și operația de săpare se relua. Colivia nu era ghidată, iar puțul nu se susținea. Troliul de ridicare și coborîre a coliviei are o putere de 40 CP. Prin această metodă s-a realizat o viteză medie de avansare de 1,04 m/schimb.

***: **Recorduri în săparea galeriilor,** (Tunneling records) In The Mining Journal (1956), 23 noiemb., pag. 624—625.

Primul record se referă la săparea unei galerii de aducțiune la UME Riser, în Suedia de nord. Viteza realizată a fost de 336 m în 20 zile. Secțiunea de săpare a galeriei a fost: 29 m înălțime și 17 m lățime cu o lungime de cca. 4 km. La încărcare s-a folosit un excavator cu cupă de 2,5 m^3 capacitate și care încărca cca. 500 m^3/schimb. Transportul rocii se realiza cu autocamioane de 20 t.

Pentru perforare s-a folosit un cărucior special proiectat pentru deservirea a 13 perforatoare. Pușcarea a cca. 550 kg exploziv la o pușcare se efectua cu întîrzieri de milisecunde. Echipa era formată din 5 muncitori pe schimb, lucrîndu-se în două schimburi pe zi.

Cel de-al doilea record a fost realizat în Anglia într-o mină de cărbuni: 60 m galerie în 7 zile. Galeria s-a săpat de la suprafață și s-a susținut în cadre metalice. Secțiunea galeriei era de 4×5 m. S-au folosit 5 perforatoare RH 656, iar încărcarea s-a efectuat cu mașină de încărcat cu cupă. Explozivul folosit a fost Gelamex cu un consum specific de 1,8 kg/m^3 (șisturi și gresie). Se perforau 50 găuri în decurs de 42 minute, folosind șîmburele canadian. S-au lucrat 160 schimburi-om, realizîndu-se o productivitate de 0,8 m^3/post.

Noutăți Mondiale

Construcții miniere din prefabricate de beton armat. Direcția de construcții din Krasnogorsk a trestului „Prokopievkșachtstroi" (Kusbass) deschide mina „Ziminka 1—2" cu o capacitate de producție de 1,5 milioane t cărbune anual. Mina va fi dată în exploatare în cursul celui de-al treilea trimestru al anului curent.

Toate construcțiile principale ale noii întreprinderi se montează din prefabricate de beton armat. După proiectul Institutului Kusbassghipro-șacht, se aplică pentru prima oară în Kusbass carcasele prefabricate din beton armat pentru construcțiile principale ale complexului tehnologic de la suprafața minei.

La suprafață se montează clădirea silozurilor de acumulare pentru 1800 t cărbune. Săparea lucrărilor miniere se realizează cu o viteză de înaintare de 170 m/lună. Galeriile se susțin din elemente de beton armat prefabricat.

Un nou excavator puternic pentru extracția cărbunelui, EVG-35-36. La Uzina pentru construcții de mașini din Novokramatorsk (Donbass), s-a terminat proiectarea unui nou excavator puternic pe șenile.

Cupa excavatorului va avea o capacitate de 35 m^3, iar deschiderea brațului este de 65 m. Sterilul cuprins de cupă este suficient pentru a fi încărcat în 14 autocamioane de 5 t. Caroseria excavatorului va avea o lungime de 26 m, lățimea de 14 m, iar înălțimea de 11,5 m. Suprastructura excavatorului se ridică deasupra solului la înălțimea de 46 m, adică înălțimea unei case cu 12 etaje. Mașina va avea greutatea de 2600 t. Pentru transportul elementelor și organelor sale la locul de funcționare, vor fi necesare 130 platforme de cale ferată de cîte 20 t. Viteza de coborîre a cupei va fi de 2,58 m/s, iar viteza de ridicare cu cupa încărcată — 1,58 m/s.

Ca parametri liniari, adică ca rază de tăiere, înălțimea de săpare și de descărcare a rocii, precum și în privința altor caracteristici, excavatorul depășește toate agregatele similare din această categorie.

La acest excavator a fost aplicat pentru prima oară mecanismul de rotire cu cablu, care prezintă avantajul simplicității, al costului redus și al siguranței de funcționare, în comparație cu mecanismul hidraulic, avînd aceeași greutate ca și acesta.

Fiecare tren de șenile este prevăzut cu două șenile, alcătuite din elemente confecționate din oțel turnat cu conținut ridicat de mangan, rezistent la uzură. Șenilele sînt prevăzute cu dispozitive de acționare individuale, de la electromotoare cu curent alternativ, aflate chiar pe șenile.

Clasificarea internațională a huilelor. La 4 decembrie 1956 Secretariatul Comisiei Economice a Națiunilor Unite pentru Europa a publicat un raport cu privire la sistemul de clasificare a huilelor și sistemul de grupare statistică a huilelor, stabilite de grupul de lucru pentru clasificarea cărbunelui a Comisiei Economice Europene.

Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA

„REVISTA MINELOR" organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. al Ministerului Minelor și al Ministerului Industriei Petrolului și Chimiei (Direcția Exploatărilor Miniere) Redacția: București, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon: 3.07.30 și 3.57.28 — Administrația și Casieria: Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor și subfilialelor A.S.I.T. din întreaga țară precum și prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinete tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071012 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin, București. — Tarif pentru întreprinderi: lei 96 anual: — Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: lei 30 anual; — Prețul unui exemplar: lei 5.

I. P. 2, c. 1327

Lei 5 exemplarul

E 1455

KAT

96

Revista MINELOR

Institut de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
OBMEN - SCHRIFTEN
VYMĚNA - WYMIANA
TAUSCH - ОБМЕНА

7

1957

ASIT

Iulie
1957
Anul VIII
Nr. 7

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R. P. R., AL MINISTERULUI MINELOR ȘI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI PETROLULUI ȘI CHIMIEI (DIRECȚIA EXPLOATĂRILOR MINIERE)

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 3.57.28 și 3.07.30

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA**, ing. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PĂCURARU**, prof. ing. **V. POBORAN**, prof. dr. ing. habil **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI**.

SUMAR

* * *: **Rezoluția Congresului al II-lea al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. (pag. 304—307).**

* * *: **Consiliul Central ales la cel de-al II-lea Congres ASIT (29 mai 6 iunie 1957). (pag. 303).**

* * *: **Din lucrările Secției Mine în cadrul celui de al doilea Congres ASIT (29 mai — 1 iunie 1957). (pag. 307—308).**

MELENCIUC V.: **Dimensionarea zonelor izolatoare la exploatarea stratelor groase din Valea Jiului (pag. 309—314).**

ȘTEFĂNESCU I.: **Semicocsificarea ligniților din R.P.R. în cuptoare Lurgi. (pag. 314—324).**

IONESCU M. N.: **Aplicațiile practice ale petrografiei cărbunilor (pag. 324—337).**

CREȚULESCU C.: **Contribuții la stabilirea unui nomenclator cifric al cărbunilor românești. (pag. 337—341)**

COMUNICĂRI ALE INSTITUTULUI DE CERCETĂRI MINIERE ICEMIN

POPA T., ION ION și TULLIU D.: **Utilizarea industrială a baritei și problema preparării ei în R.P.R. (pag. 342—347).**

DOCUMENTARE

Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA

REVISTA MINELOR

ANUL VIII — Nr. 7 — IULIE 1957

СОДЕРЖАНИЕ

МЕЛЕНЧУК В.: **Расчет изолирующих зон при разработке мощных пластов угля в Долине Жиу.** Приводя физико-химические закономерности окисления углей, автор рассматривает процесс его возникновения в мощных пластах угля Долины Жиу. Исследуя создание изолирующих зон в закладке, автор пытается определить на моделях условия перемещения этих зон, вызванного разработкой с обрушением и предлагает метод расчета **(стр. 309 — 314).**

ШТЕФАНЕСКУ И.: **Полукоксование лигнитов в печах типа Лурги.** Описываются возможности полукоксования лигнитов в РНР. Опыты полукоксования в печи Лурги доказали возможность получения полукокса при относительно высоких температурах. Отмечается, что без разрешения вопроса обеззоливания лигнитов и использования гудронов полукоксование румынских лигнитов не является рентабельным. **(стр. 314 — 324).**

ИОНЕСКУ Н. М.: **Практическое применение петрографии углей.** Дается краткое описание возможностей практического применения петрографии углей. При этом подробно рассматривается вопрос классификации и обогащения механическим способом и брикетированием, гидрогенизанией, термической обработкой спримененим полукоксования и коксования, а также значение петрографического исследования угля для безопасного ведения работ в отношении взрывов метана и угольной пыли. Для каждой области приводятся убедительные примеры, иллюстрирующие решающее значение петрографии для лабораторной и производственной практики, **(стр. 324—337).**

КРЕЦУЛЕСКУ К.: **К вопросу разработки цифровой номенклатуры румынских углей.** Автор предлагает создание номенклатуры румынских углей с использованием шифра, включающего зольность, содержание влаги и среднюю теплотворность. **(стр. 337—341).**

ПОПА Т., ИОН И. и ТУЛЛИУ Д.: **Промышленное использование барита и вопрос его обогащения в РНР.** В статье приводятся сведения о потребностях румынской промышленности в барите, указывается химический и минералогический состав румынской баритовой руды и описываются результаты проведенных институтом ИЧЕМИН в 1953 — 1955 и 1957 г. г. исследований по обогащению. Предлагается флотация с однократной перечисткой первичного концентрата, чем достигается 46% извлечения по весу и получается концентрат с 94 — 95% SO_4Ba, по отношению к 51 — 52% SO_4Ba, содержащихся в руде. В качестве реагентов применяются силикат натрия и высший спирт C_{16}, что является более простым способом, сравнительно с рецептами используемыми в зарубежной практике. **(стр. 342 — 347).**

SUMMARY

MELENCIUC, V.: **Determination of dimensions of the insulation zones in the mining of thick strata from Jiu Valley.** After reporting on the physical-chemical bases of coal oxydation the author analyses the way in which it appears in thick strata from Jiu Valley. Surveying the insulation zones creation from packing he determines on models the way in wich the zones displace owing to the caving mining-method proposing a calculus of determination of dimensions of packing insulation zones. **(p. 309—314).**

ŞTEFANESCU I.: **Half-coking of lignite from R.P.R. in Lurgi furnaces.** It contains the way half-coking of lignite from R.P.R. which can be achieved. Half-coking experiments were treid in Lurgi furnace and the results proved that half-coke at high-temperature can be got. Nevertheless the half-coking of lignite from R.P.R. can not be economical before the solution of ash removal problem of lignite and of the rational utilization of tars. has been found. **(p. 314—324).**

IONESCU N. M.: **Practical applications of coal petrography.** One briefly describes the possibilities of practical application of coal petrography insisting more on classification of ennobling through mechanical dressing and briquetting, hydrogenation, thermical treatment through half-carbonisation of coal for mining security from methane rush and coal dust view point. For each of them are given full examples getting thus the important role of petrography for laboratory practice and industrial one. **(p. 324—337).**

CREŢULESCU C.: **New contributions to a nomenclator of figures of the rumanian coal.** The author forwards proposals for establishing a coal nomenclator using figures to show: percentage of ash, coal humidity and the average caloric power. **(p. 337—341).**

POPA T., ION ION and TULLIU D.: **The industrial utilisation of baryte and its dressing problem in R.P.R.** It reports on the industrial requirements of baryte in R.P.R. The chemical and mineralogical content of baryte ore from R.P.R. and the surveying results of dressing it, undertaken by ICEMIN within the period of 1953—1955 and 1957. It preconises the flotation with only one reflotation of the primary concentrate getting thus 46 per cent growth of weight and concentrate with 94—95 per cent SO_4Ba as compared with 51—52 per cent SO_4Ba percentage of ore. Sodium silicate and alcohol C_{16} are used as reagents after a much simpler prescription than that unsed similarily abroad **(p. 342—347).**

INHALT

MELENCIUC V.: **Die Festlegung der Bemessungen von Schutzzonen beim Abbau der mächtigen Flöze von Valea Jiului.** Nach einer kurzen Zusammenstellung der physikalisch-chemischen Grundlagen der Kohlenoxydierung, wird der Oxydierungsprozess im Falle der mächtigen Flöze von Valea Jiului untersucht. Der Verfasser betrachtet die Beschaffung von Bergeversatz-schutzzonen und versucht den Gang der vom Bruchbau bewirkten Verschiebung solcher Schutzzonen auf Modellen festzulegen. Eine Methode für die Berechnung der Bemessungen von Bergeversatzschutzzonen wird gleichzeitig vorgeschlagen **(Seite 309—314).**

ȘTEFANESCU I.: **Die Herstellung von Halbkoks aus der lignitischen Kohle der R.V.R. in Lurgi-Öfen.** In dem Aufsatz werden die Möglichkeiten der Halbkoksherstellung aus der lignitischen Kohle der R.V.R. betrachtet. Ein experimenteller Versuch, der in den Lurgi-Öfen durchgeführt wurde, hat gezeigt, das man Halbkoks bei verhältnismässig hohen Temperaturen bekommen kann. Bei der lignitischen Kohle der R.V.R. kann jedoch die Herstellung von Halbskoks noch nicht wirtschaftlich sein, ehe man die Frage der Herabsetzung des Aschengehaltes und die der Teerverwertung löst. **(Seite 314—324).**

IONESCU N. M.: **Die praktische Anwendung der Kohlenpetrographie.** Man beschreibt die Anwendungsmöglichkeiten der Kohlenpetrographie in der Praxis, besonders bei der Klassifizierung der Kohlenveredelung durch Aufbereitung und Brikettierung bei der Hydrierung und thermischer Behandlung durch Halbschwelung und Verkokung und man unterstreicht die Bedeutung der petrographischen Untersuchung in Bezug auf Schlagwetter- und Kohlenstaubexplosionen. Aus den Beispielen die für jedes Anwendungsgebiet gegeben werden, geht hervor, dass die Kohlenpetrographie eine entscheidende Rolle in der Industrie und im Laboratorium spielen kann. Seite. **(324—337).**

CREȚULESCU C.: **Beitrag zur Festlegung einer Zahlennomenklatur für die rumänische Kohle.** Der Verfasser schlägt die Festlegung einer Zahlennomenklatur für die Kohle vor, bei der eine Zahlenreihe, die den Aschengehalt, die Feuchtigkeit und den mittleren Heizwert ausdrückt, benützt wird. **(Seite 377—341).**

POPA I. ION ION UND TULLIU D. **Die Industrielle Benützung des Baryts und die bei seiner Aufbereitung auftretenden Probleme.** In dem Aufsatz werden die Barytnachfrage der rumänischen Industrie, die chemische und mineralogische Zusammensetzung der in der R.V.R. auftretenden Baryterze, sowie die Ergebnisse der von ICEMIN zwischen 1953—1955 und im Jahre 1957 durchgeführten Aufbereitungsversuche dargestellt. Eine Schwemmaufbereitung bei der das primäre Konzentrat nur einmalig zum Wiederschwimmen gebracht wird ist zu bevorzugen. In diesem Falle bekommt man einen Gewichtaustrag zu 46% und ein Konzentrat zu 94—95% SO_4Ba, im Gegensatz zu dem SO_4Ba-Gehalt des Erzes das nur 51—52% beträgt. Als Reagens werden Natriumsilikate und das hochwertige Alkohol C_{16} benutzt, was viel einfacher als das in gleichnamigen Fällen im Ausland benutzte Rezept ist. **(Seite 342—347).**

SOMMAIRE

MELENCIUC, V.: **La détermination des dimensions des zones isolatrices dans l'exploitation des couches épaisses du bassin de Valea Jiului.** Après avoir fait une courte exposition sur les bases physiques et chimiques de l'oxydation du charbon, l'auteur examine les particularités de cette oxydation dans les couches épaisses de Valea Jiului. En étudiant les possibilités de la création des zones isolatrices de remblai, l'auteur cherche ensuite à déterminer, sur des modèles, le déplacement de ces zones dû à la méthode d'exploitation par foudroyage, en proposant en même temps un procédé de calcul pour la détermination des dimensions des zones isolatrices de remblai **(pages 309—314).**

ȘTEFANESCU I.: **La semi-cokéfaction du lignite de la R.P.R. dans des fours Lurgi.** On y expose les possibilités de la semi-cokéfaction du lignite de la R.P.R. La semi-cokéfaction a été essayée à titre d'expérience dans le four Lurgi et les résultats obtenus ont démontré qu'on peut obtenir du semi-coke à des températures relativement hautes. La semi-cokéfaction du lignite roumain ne pourra pourtant pas être économique tant que le problème de la réduction de la teneur en cendre et celui de l'utilisation rationnelle des goudrons ne seront pas résolus **(pages 314—324).**

IONESCU N. M.: **Les applications pratiques de la pétrographie du charbon.** On fait une courte description des possibilités d'application de la pétrographie du charbon dans la pratique, insistant en premier lieu sur la classification de l'ennoblissement par préparation mécanique et briquetage, dans la hydrogénation, le traitement thermique par semi-carbonisation et cokéfaction et l'on insiste aussi sur l'importance de la recherche pétrographique du charbon pour la sécurité minière au point de vue de l'explosion de grisou et de poussier. En donnant des exemples pour chaque domaine d'application, l'auteur fait ressortir le rôle décisif de la pétrographie dans la pratique industrielle et de laboratoire. **(pages 324—337).**

CREȚULESCU C.: **Contribution à l'établissement d'un nomenclateur chiffré des charbons roumains.** L'auteur propose l'établissement d'un nomenclateur pour les charbons, en utilisant un chiffre qui exprime: la teneur en cendre, l'humidité et le pouvoir calorifique moyen. **(pages 337—341).**

POPA T. ION ION et TULLIU D.: **L'utilisation industrielle de la baryte et les problèmes liés à sa préparation dans la R.P.R.** On présente dans l'article les demandes en baryte de l'industrie roumaine, la composition chimique et minéralogique des minerais de baryte de la R.P.R. ainsi que les résultats des essais de préparation entrepris par l'ICEMIN entre 1953—1955 et en 1957. On préconise la flottation à une seule reflottation du concentré primaire, ce qui permet la réalisation d'un extrait de 46% en poids et un concentré à 94—95% SO_4Ba, par rapport à la teneur de 51—52% SO_4Ba dans le minerai. Comme réactifs on utilise les silicates de sodium et l'alcool supérieur C_{16}, une recette beaucoup plus simple que celle utilisée dans les cas similaires à l'étranger. **(pages 342—347).**

Consiliul Central ales la cel de-al II-lea Congres ASIT

29 mai — 1 iunie 1957

BIROUL CONSILIULUI CENTRAL A.S.I.T.

Acad. prof. ing. **Profiri Nicolae**	— *Preşedinte*
Prof. ing. **Atanasiu Constantin**	— *Vicepreşedinte*
Prof. dr ing. **Bălan Ştefan**	— *Vicepreşedinte*
Prof. dr. ing. **Nădăşan Ştefan**	— *Vicepreşedinte*
Prof. ing. **Priadcencu Alexandru**	— *Vicepreşedinte*
Ing. **Rusu Oliviu**	— *Prim-secretar*
Ing. **Negoiţă Constantin**	— *Secretar*
Acad. prof. ing. **Carafoli Elie**	— *Membru Birou*
Prof. dr. ing. **Crişan Silviu**	— *Membru Birou*
Chim. **Drimuş Iosif**	— *Membru Birou*
Prof. ing. **Grosu Ion**	— *Membru Birou*
Ing. **Iliescu Mircea**	— *Membru Birou*
Ing. **Mihai Marin**	— *Membru Birou*
Popescu-Doreanu Nicolae	— *Membru Birou*
Prof. dr. ing. **Răduleţ Remus**	— *Membru Birou*
Prof. ing. **Romanovici Alexandru**	— *Membru Birou*
Stănescu Gheorghe	— *Membru Birou*
Prof. dr ing. **Tănăsescu Tudor**	— *Membru Birou*

DIN CONSILIU FAC PARTE:

Ing. *Andraşi Iuliu*
Ing. *Avram Constantin*
Ing. *Biţă Constantin*
Birligiu Nicolae
Ing. *Bogdan Radu*
Ing. *Boţan Nicolae*
Ing. *Brudaşcă Vasile*
Ing. *Cahu Gelu*
Ing. *Chiriţă Constantin*
Ing. *Chiriţescu Alexandru*
Ing. *Constantinescu Gh.*
Ing. *Constantinescu N.*
Ing. *Covalschi Traian*
Ing. *Covaci Gheorghe*
Ing. *Croicu Dumitru*
Ing. *Curievici Ion*
Ing. *Divo Ion*
Ing. Drăgan Gheorghe
Dragnea Emilian
Ing. *Drogeanu Nicolae*
Ing. *Dumitrescu N.*
Ing. *Eliade Dinu*
Ing. *Filipovoci Jiva*
Ing. *Florescu Ion*
Ing. *Florescu Mihail*
Acad. *Gheorghiu I. S.*
Ing. *Gheorghiu M. I.*
Ing. *Halunga Emil*
Ing. *Hodoh Nicolae*
Ing. *Horvath Atila*
Ing. *Horvath Ladislau*
Ing. *Iancu Horaţiu*
Geolog *Ianovici Virgil*
Acad. *Gh. Ionescu-Siseşti*
Ing. *Ionuţ Vasile*
Ing. *Honcz Elena*
Lascu Ilie
Ing. *Lubenescu Dan*
Ing. *Luca Iacob*
Ing. *Lupu Petre*
Ing. *Marcovici C.*
Ing. *Manase Albert*
Ing. *Manoliu Mihai*
Acad. *Micloşi Cornel*
Militarul Nicolae
Ing. *Moţoc D.*
Ing. *Negrescu Traian*
Acad. *Nenițescu C. D.*
Ing. *Nica Teodor*
Ing. *Niculescu Ion*
Ing. *Nisipeanu Ilie*
Ing. *Petrescu Gheorghe*
Ing. *Racoviţă René*
Ing. *Raşeev Sergiu*
Ing. *Rigani Zoe*
Ing. *Roman Petre*
Ing. *Roth Ştefan*
Ing. *Rusanovschi Valeriu*
Ing. *Sîrbescu Ion*
Ing. *Stancu Marin*
Ing. *Stănescu D.*
Ing. *Stoenescu Valeriu*
Ing. *Stoica Marius*
Stuparu Ion
Ing. *Tiberiu I.*
Ing. *Ulcenco Nichita*
Ing. *Vanci Gheorghe*
Ing. *Vişoiu Ion*

Rezoluția celui de-al II-lea Congres al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R. P. R.

CONGRESUL al II-lea al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. întrunit în București între 29 mai și 1 iunie 1957, făcînd bilanțul activității Asociației de la primul Congres ASIT, constată că Asociația, îndrumată de partid, și-a dezvoltat mult activitatea și a reușit să atragă și să ajute intelectualitatea tehnică a țării în lupta pentru construirea economiei socialiste.

Congresul constată cu satisfacție, că prin aderarea Societății Științelor Agricole „I. V. Miciurin", Asociația cuprinde în rîndurile ei inginerii și tehnicienii din toate ramurile de activitate.

Preocupîndu-se de ridicarea productivității muncii, îmbunătățirea calității produselor și scăderea prețului de cost, Asociația și-a desfășurat activitatea sa tehnico-științifică îndeosebi în direcția introducerii tehnicii noi și a organizării științifice a producției.

În acest scop, Asociația urmărind ridicarea nivelului tehnico-științific al inginerilor și tehnicienilor, a desfășurat o însemnată activitate editorială prin publicarea Lexiconului Tehnic Romîn, a unui număr de 16 reviste de specialitate editate în colaborare cu ministerele economice, a gazetei „Tehnica Nouă" și a altor lucrări tehnico-științifice, precum și o activitate largă de conferințe, cursuri, schimburi de experiență etc.

Între formele de activitate folosite de Asociație în vederea perfecționării producției, de o mare însemnătate s-au dovedit consfătuirile asupra celor mai importante probleme tehnico-științifice ale economiei industriale și agricole, organizate în întreprinderi pe regiuni și pe ramuri de specialitate.

Legăturile de colaborare între Asociație și sindicate au dus la sprijinirea activității inovatoare în întreprinderi și la ridicarea calificării maiștrilor și muncitorilor. S-au obținut de asemenea rezultate pozitive, în urma asistenței tehnice acordate întreprinderilor pentru rezolvarea problemelor tehnice ridicate de activitatea productivă.

Asociația s-a afirmat ca exponent al opiniei intelectualității tehnice în problemele tehnico-științifice ale economiei naționale. În același timp, stabilind legătura cu asociații similare din străinătate, ea a înlesnit contacte colegiale cu ingineri și tehnicieni din mai multe țări, schimburi de publicații și aduce un aport tot mai simțit la colaborarea tehnico-științifică internațională.

I

CONGRESUL apreciază activitatea Asociației ca pozitivă.

Congresul însărcinează Consiliul Central ASIT să dezvolte activitatea de organizare a importantelor forțe creatoare ale inginerilor și tehnicienilor țării, pentru a spori contribuția lor la rezolvarea problemelor tehnico-științifice ale construcției economiei socialiste.

În acest scop, Congresul cere Consiliului Central, filialelor și cercurilor Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor, să-și îndrepte atenția îndeosebi spre introducerea și extinderea tehnicii noi, organizarea științifică a producției, îmbunătățirea pregătirii și a justei folosiri a cadrelor tehnice.

A. CU PRIVIRE LA INTRODUCEREA TEHNICII NOI

1. Să se dezvolte în întreprinderi cercetarea tehnico-științifică legată de activitatea productivă a acestora. Să recomande ministerelor și organelor de conducere a întreprinderilor organizarea și dotarea laboratoarelor, astfel încît să se poată face cercetările necesare pe plan local și să se poată urmări calitatea producției.

Secțiile de specialitate din Consiliul Central, filialele și cercurile ASIT, să mobilizeze pe ingineri și tehnicieni pentru introducerea în producție a soluțiilor stabilite de institutele de cercetări tehnico-științifice.

2. Membrii ASIT care lucrează în domeniul proiectării sînt chemați să dea o atenție deosebită folosirii documentației celei mai noi din țară și străinătate, pentru a găsi soluțiile cele mai economice proiectelor din diversele ramuri ale economiei.

Trebuie ca utilajele și construcțiile să aibă greutăți proprii mai mici, să fie mai economice, să asigure randamente mari și să poată fi realizate în termen cît mai scurt.

În scopul micșorării greutății utilajelor și agregatelor pentru industrie, construcție, transporturi și agricultură, cît și în vederea unei raționale utilizări a metalului, să se studieze posibilitățile utilizării pe scară cît mai largă a laminatelor adecvate din oțeluri de calitate, a metalelor ușoare și a maselor plastice, ca înlocuitori de metale. În construcție să se folosească materiale cu greutăți speciale mici, elemente de construcție prefabricate, iar spațiul construit să fie folosit la maximum.

Să se dea toată atenția tipizării, scurtării timpului de proiectare și ieftinirii proiectării.

3. O preocupare deosebită a cercurilor ASIT trebuie să o constituie studierea utilizării raționale a materialelor și energiei în sensul continuei micșorări a consumurilor specifice de materiale, combustibil și energie de toate categoriile, precum și al utilizării cît mai complete a surselor energetice locale.

4. Să se studieze prin secțiile de specialitate și prin cercurile ASIT posibilitățile de modernizare a utilajelor și agregatelor existente în întreprinderi, în scopul eliminării locurilor înguste, creșterii capacităților de producție, precum și a îmbunătățirii indicilor de utilizare.

5. În vederea măririi productivității muncii și a micșorării continue a volumului muncilor manuale, secțiile de specialitate și cercurile ASIT să studieze posibilitatea de mecanizare a muncilor grele, a muncilor auxiliare și folosirea cît mai largă a micii mecanizări, apelînd atît la fondurile proprii cît și la creditele financiare pe termen scurt.

6. Cercurile ASIT din întreprinderi să-şi îndrepte atenţia şi să studieze perfecţionarea continuă a tehnologiei în scopul micşorării consumurilor specifice, al unei mai juste utilizări a materiilor prime şi al scăderii continue a preţului de cost. De pildă, să se dea toată atenţia metodelor care măresc vitezele de lucru şi acelora care reclamă o pregătire atentă fizico-chimico-mecanică a materiilor prime folosite în diversele procese de producţie.

Membrii ASIT să dea toată atenţia procedeelor tehnologice moderne, pentru ca acestea să fie introduse cu toată îndrăzneala la locul de muncă.

Este necesar, de asemenea, să se intensifice controlul tehnic calitativ în scopul îmbunătăţirii calităţii produselor, evitării celor de calitate inferioară şi a rebuturilor.

7. Asociaţia prin secţiile de specialitate să colaboreze cu institutele de cercetări ale Academiei R.P.R. şi ale departamentelor, cu institutele de învăţământ superior, ca şi cu celelalte instituţii de specialitate din ţară şi din străinătate la folosirea sistematică în diferite ramuri de producţie a cuceririlor celor mai noi ale ştiinţei şi tehnicii, cum sînt izotopii radioactivi, semiconductoarele etc.

Asupra acestor probleme Asociaţia să pună la dispoziţia membrilor săi documentaţia corespunzătoare.

8. Secţia Ştiinţelor Agricole „I. V. Miciurin" în colaborare şi cu sprijinul efectiv al tuturor celorlalte secţii de specialitate să găsească cele mai corespunzătoare soluţii în vederea ridicării continue a nivelului de mecanizare, electrificare şi chimizare a agriculturii, precum şi în vederea lichidării deficienţelor în aplicarea integrală a complexului de reguli agrotehnice la toate culturile ; pe această bază să contribuie la generalizarea în producţie a metodelor agrotehnice celor mai înaintate.

De asemenea, să sprijine soluţionarea problemelor pe care le ridică necesitatea extinderii continue a suprafeţelor cultivabile prin lucrări de îndiguire şi de desecare, a ridicării producţiei la hectar prin irigaţii, lucrări de prevenire şi combatere a eroziunii solului, plantări de perdele forestiere de protecţie a culturilor ş.a.

9. Asociaţia prin toate organizaţiile sale trebuie să dea un sprijin puternic dezvoltării mişcării inovatorilor care constituie un stimulent puternic al progresului tehnic.

10. Pe lîngă celelalte forme de activitate, Asociaţia să dea o mai mare dezvoltare sesiunilor de referate tehnico-ştiinţifice în cercuri şi filiale pentru problemele locale şi în secţiile de specialitate ale Consiliului Central ASIT pentru probleme de interes republican.

B. CU PRIVIRE LA ORGANIZAREA ŞTIINŢIFICĂ A PRODUCŢIEI

1. În activitatea Asociaţiei să se pună un accent deosebit pe ridicarea continuă a nivelului activităţii pentru obţinerea unei înalte eficienţe economice a producţiei.

Asociaţia trebuie să convingă pe membrii săi că orice nouă soluţie tehnică a unei probleme poate fi considerată bună numai atunci cînd ea răspunde şi cerinţelor de natură economică. Cercurile ASIT trebuie să lupte pentru ca în activitatea membrilor Asociaţiei să se înrădăcineze această preocupare.

2. Congresul consideră necesar să se înfiinţeze la Consiliul Central şi la filiale, comisii permanente de organizare şi raţionalizare a producţiei, care să se preocupe de măsurile organizatorice pentru ridicarea productivităţii muncii, precum şi de problemele de planificare, evidenţă, statistică, în scopul îmbunătăţirii şi simplificării activităţii în acest domeniu.

3. Secţiile de specialitate să efectueze prin brigăzi de ingineri şi tehnicieni anchete tehnice la întreprinderi, pe tema organizării raţionale a producţiei. Rezultatele acestor anchete, prezentate în referate corespunzătoare, să fie supuse dezbaterii în consfătuiri la întreprinderile respective, cu participarea activă şi largă a conducerii, a inginerilor şi a tehnicienilor din întreprinderi.

În analiza organizării producţiei se va examina aplicarea justă a sectorizării fabricilor, a fluxurilor tehnologice şi de materiale, circulaţia corectă a produselor între sectoare şi evacuarea deşeurilor prin mecanizarea corespunzătoare ; de asemenea se va urmări modul cum funcţionează legăturile între sectoare şi influenţa lor reciprocă în desfăşurarea producţiei.

4. Cercurile, filialele şi secţiile de specialitate ASIT să dea un puternic sprijin la studierea, stabilirea şi introducerea în întreprinderi a procedeelor tehnologice corecte, ţinînd seamă că o normare tehnică justă, din toate punctele de vedere, nu se poate realiza fără o tehnologie bine studiată în prealabil.

5. Cercurile ASIT să studieze posibilităţile şi căile pentru o mai deplină utilizare a maşinilor şi agregatelor propunînd măsuri atît pentru înbunătăţirea acesteia, cît şi pentru îmbunătăţirea calităţii, reducerea preţului de cost şi a timpului de execuţie a reparaţiilor.

6. Cercurile, filialele şi secţiile de specialitate ASIT să contribuie în măsură mai largă la studierea cauzelor care împiedică aprovizionarea ritmică tehnico-materială şi a mijloacelor de înlăturare a lor, precum şi la stabilirea justă a stocurilor normate de materiale în condiţiile sporirii vitezei de rotaţie a fondurilor de rulment şi ale respectării termenelor de livrare planificate şi convenite.

7. Filialele ASIT să acorde sprijinul lor industriei locale şi gospodăriei comunale, în vederea lărgirii producţiei bazate pe resursele locale şi îmbunătăţirii serviciilor ce se prestează populaţiei.

8. Pentru organizarea ştiinţifică a producţiei în agricultură, inginerii şi tehnicienii să intensifice activitatea pentru dezvoltarea şi consolidarea economică şi organizatorică a sectorului socialist.

În acelaşi scop Congresul recomandă celor în drept :

— să intensifice lucrările de cadastrare şi în special lucrările de măsurători în timpul cel mai scurt posibil, mobilizînd în acest scop un număr suficient de cadre tehnice şi aplicînd metode noi, mai rapide, în ridicările topografice ;

— să definitiveze lucrările de zonare a producţiei agricole, pentru o justă repartizare a culturilor agricole, a speciilor şi raselor de animale pe teritoriul ţării, precum şi pentru aplicarea diferenţiată a măsurilor agrotehnice, zootehnice şi economice, în scopul obţinerii producţiilor agricole sporite ;

— să continue organizarea teritoriului agricol şi introducerea asolamentelor în întreprinderile din sectorul socialist al agriculturii, în funcţie de profilul lor de producţie ;

— să acorde întreaga atenţie organizării ştiinţifice a creşterii animalelor, asigurîndu-se în primul rînd baza furajeră necesară.

9. Consiliul Central şi filialele ASIT să mobilizeze inginerii şi tehnicienii din întreprinderi pentru îmbunătăţirea calităţii şi lărgirea sortimentelor pentru export, punîndu-se accentul pe creşterea prestigiului mărcii de fabrică.

10. Folosind condiţiile nou create prin măsurile luate pentru lărgirea competenţelor sfaturilor populare şi conducerilor întreprinderilor, cercurile ASIT, în colaborare cu sindicatele, trebuie să acţioneze pentru aplicarea acestor măsuri împotriva metodelor birocratice de lucru prin care s-ar putea frîna deplina folosire a competenţelor acordate.

C. CU PRIVIRE LA ÎMBUNĂTĂȚIREA PREGĂTIRII ȘI A JUSTEI FOLOSIRI A CADRELOR TEHNICE

1. În condițiile actuale ale avîntului rapid al științei și tehnicii mondiale și ale necesității introducerii în practică a noilor cuceriri, este necesară o documentare bună și operativă a inginerilor și tehnicienilor privind noile realizări ale gîndirii și creației tehnico-științifice din întreaga lume.

În acest scop este necesară continuarea și perfecționarea calitativă a activității editoriale ASIT. Publicațiile comune ale ministerelor economice și ale ASIT-ului trebuie să popularizeze în mod organizat cele mai bune realizări ale științei și tehnicii din țara noastră, din U.R.S.S., din țările de democrație populară, precum și din celelalte țări.

2. Asociația să organizeze cursuri pentru perfecționarea inginerilor și tehnicienilor, la care să se predea la un înalt nivel cunoștințe din domeniul tehnicii și științei, cît și al economiei.

3. Cercurile ASIT în colaborare cu sindicatele să contribuie la ridicarea nivelului tehnic al muncitorilor, maiștrilor și tehnicienilor din întreprinderi, știut fiind că tehnica nouă reclamă nu numai ingineri buni, ci și muncitori, maiștri și tehnicieni bine calificați, conștienți de rolul lor în producție.

4. Asociația să elaboreze propuneri privind buna folosire a cadrelor tehnico-inginerești, în vederea utilizării lor conform cu pregătirea și specializarea lor și nu în munci depărtate de specialitate.

De asemenea, Consiliul Central ASIT să se preocupe de condițiile de muncă și de stimulare materială și morală a inginerilor și tehnicienilor, sezisînd în acest scop organele de stat și sindicale.

5. Cercurile și secțiile de specialitate ASIT să găsească și să folosească metode potrivite pentru instruirea cadrelor de muncitori, tehnicieni și ingineri necesari deservirii instalațiilor automatizate în producție, acolo unde ele se vor realiza, precum și acelora care vor lucra cu izotopi radioactivi în producție.

6. O deosebită atenție în pregătirea de specialitate să se acorde de către Asociație inginerilor și tehnicienilor tineri din industrie, agricultură, construcții și transporturi care trebuie să devină cadre de nădejde ale economiei naționale cu o practică bogată, însoțită de o cultură tehnică temeinică.

7. Asociația să elaboreze propuneri pentru ridicarea nivelului de pregătire practică al studenților și al tinerilor ingineri în timpul stagiului lor în producție.

8. Se recomandă ca posturile libere de ingineri din institutele de cercetări, de proiectări, din laboratoare centrale, de la organele centrale din regiuni și capitală, să fie ocupate prin concurs după un stagiu de activitate nemijlocit în producție.

9. Se recomandă ca ASIT, în legătură cu sindicatele și organele competente, să organizeze excursii și călătorii de studii la întreprinderile fruntașe din țară și din străinătate, precum și la expozițiile organizate în țară sau în străinătate.

II

ÎN VEDEREA realizării sarcinilor importante ale construcției socialiste a economiei patriei noastre pe linia directivelor partidului și guvernului și ținînd seama de discuțiile purtate în acest Congres, răspunderi importante revin corpului nostru tehnic, detașament de frunte al intelectualității populare.

Inginerilor și tehnicienilor din siderurgie și industria constructoare de mașini le revin sarcini importante în etapa actuală a construcției socialiste în ceea ce privește producția de fonte și oțeluri de calitate superioară și înzestrarea ramurilor economiei naționale cu mașini și utilaje moderne de înaltă productivitate. Cercurile ASIT și secțiile de specialitate din filiale să colaboreze prin specialiștii lor mineri și siderurgi la îmbunătățirea extracției și pregătirii cărbunilor de cocsificare și la ameliorarea calității cocsului metalurgic, ținînd seamă de faptul că acest lucru condiționează sporirea producției noastre de oțel.

În acest scop se propune să se studieze oportunitatea înființării inspecției tehnice pentru cărbunii cocsificabili.

Inginerilor și tehnicienilor din industria energetică le revine sarcina să devanseze dezvoltarea capacității de producție de energie față de dezvoltarea altor ramuri ale economiei. Să se dea atenție folosirii la maximum a resurselor hidroenergetice din țara noastră.

Inginerii și tehnicienii din industria extractivă să folosească la maximum utilajul minier, să ușureze prin mecanizare munca minerilor și să mărească sistematic productivitatea, în scopul intensificării extracției de minereuri și cărbune.

Inginerii și tehnicienii din ramurile industriei chimice și petrolului să aducă un aport important în chimizarea petrolului, metanului și a gazelor de sondă, a stufului și a sării, pentru ca în etapa următoare să se producă cantități importante de fibre și fire sintetice, mase plastice, îngrășăminte, mijloace de combatere a dăunătorilor în agricultură, celuloză și hîrtie, în scopul dezvoltării celorlalte ramuri ale economiei.

Inginerii și tehnicienii din construcții și industria materialelor de construcție să depună eforturi pentru a mări volumul și a îmbunătăți calitatea materialelor de construcție, pentru a executa continuu lucrări de bună calitate, mai ieftine, care să fie date în funcțiune la termen.

Geologilor le revine sarcina ca prin metode moderne de prospecțiuni să contribuie neîncetat la sporirea rezervelor industrializabile de materii prime, petrol, metan, cărbune, minereuri.

Inginerii și tehnicienii din industria bunurilor de larg consum să folosească toate posibilitățile existente pentru a pune la dispoziția oamenilor muncii de la orașe și sate mărfuri mai bune, mai multe și mai ieftine.

Inginerii și tehnicienii din industria lemnului să dea o atenție deosebită obținerii de produse finite și semifinite cît mai valoroase din lemn introducînd metoda de industrializare avansată pentru a valorifica complet și a produce rațional și ieftin.

Inginerii și tehnicienii din agricultură și silvicultură să lupte pentru dezvoltarea continuă a acestor ramuri în scopul făuririi unui belșug de produse agro-alimentare și de materii prime agricole și silvice, gospodărind mai bine fondurile agricol și forestier.

Inginerilor și tehnicienilor din transporturi le revine sarcina de a moderniza mijloacele de transport și de a asigura circulația normală a mărfurilor și persoanelor în întreaga țară, contribuind astfel la desfășurarea ritmică a proceselor de producție.

Inginerii și tehnicienii din industria locală și sfaturile populare sînt chemați să contribuie la valorificarea cît mai completă și cît mai rațională a resurselor locale, contribuind astfel la creșterea fondului de materii prime și produse finite.

III

PENTRU continua îmbunătățire a muncii Asociației, Consiliul Central va trebui să țină seamă de următoarele:

— Activitatea de bază a Asociației desfășurîndu-se în cercurile ASIT, va trebui să se ducă o muncă susținută de întărire continuă a acestora, pentru ca ele să devină ajutoare prețioase în acțiunea de îmbunătățire a activității de producție. Împreună cu organizațiile sindicale, cercurile ASIT să se preocupe de reușita consfătuirilor de producție, să sprijine activitatea cabinetelor tehnice, mișcarea inovatorilor, precum și ridicarea nivelului de pregătire tehnică și economică a muncitorilor și maiștrilor.

— Consiliul Central ASIT să asigure o mai bună legătură și colaborare între secțiile sale de specialitate

și între diferitele filiale. Pentru rezolvarea unor probleme complexe care interesează mai multe ramuri economice, Consiliul Central poate organiza comisii de specialiști din sînul secțiilor de specialitate de la Consiliul Central și de la filiale, cu caracter temporar sau permanent, care să studieze și să găsească soluții complete ce vor fi propuse organelor competente.

— În scopul ridicării continue a nivelului profesional al inginerilor și tehnicienilor și în scopul strîngerii legăturilor personale și a cunoașterii reciproce, Consiliul Central ASIT va lua măsuri pentru organizarea Casei Inginerului și Tehnicianului în București și alte centre.

— În vederea stimulării membrilor ASIT, se vor organiza concursuri cu premii pentru soluționarea unor probleme tehnice și economice de o importanță republicană și regională. În acest scop, Consiliul Central ASIT va face propuneri concrete departamentelor economice și Consiliului Central al Sindicatelor.

— În activitatea lui viitoare Consiliul Central ASIT să axeze planurile de muncă ale secțiilor de specialitate pe prevederile rezoluțiilor adoptate de delegați în ședințele de lucru pe secții.

CONGRESUL al II-lea al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor a dezbătut problemele fundamentale izvorîte din hotărîrile partidului și guvernului, care stau în fața intelectualității tehnice din țara noastră, și a stabilit măsuri pentru îndeplinirea lor.

Inginerii și tehnicienii se angajează ca alături de întregul popor muncitor să lupte și mai hotărît pentru traducerea în viață a programului de dezvoltare a economiei socialiste, în scopul ridicării nivelului de trai al oamenilor muncii din patria noastră.

Inginerii și tehnicienii își vor intensifica eforturile pentru folosirea tuturor cuceririlor tehnico-științifice, în scopul perfecționării continue a producției industriale și agricole.

Al II-lea Congres al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor cheamă întreaga intelectualitate tehnico-științifică din patria noastră să muncească fără preget pentru aplicarea în practică a hotărîrilor adoptate și să lupte neobosită pentru întărirea păcii în lume, pentru stabilirea unei înțelegeri depline între toate popoarele.

Din lucrările Secției Mine în cadrul celui de-al doilea Congres ASIT

(29 mai — 1 iunie 1957)

Potrivit programului de desfășurare a lucrărilor celui de al II-lea Congres al Aosiciației, Secția Mine și-a ținut ședința sa în ziua de 30 mai 1957, în sala Institutului de proiectări miniere IPROMIN.

După îndeplinirea formalităților organizatorice — alegerea prezidiului și a comisiilor de candidaturi și de rezoluție, adaptarea ordinei de zi etc., tov. conf. ing. D. Lubenescu, în calitate de președinte, a prezentat raportul de activitate al Secției privind perioada dintre cele două congrese ASIT (1951—1957).

Raportul a scos în evidență succesele obținute de industria minieră în acest interval de timp, datorită marilor investiții și permanentei griji a guvernului și partidului, față de această importantă ramură industrială, precum și datorită muncii plină de avînt, desfășurată de inginerii, tehnicienii și muncitorii din toate bazinele miniere.

Astfel în perioada 1951—1957 a avut loc dezvoltarea producției de cărbuni, minereuri neferoase, minereuri de fier, minereuri aurifere și substanțe nemetalifere.

În această perioadă au fost puse în valoare noi zăcăminte și noi substanțe utile, iar ca urmare a lucrărilor intense de prospecțiuni și de explorare, rezervele de minereuri și de cărbuni au fost mărite, asigurînd o dinamică crescîndă producției ramurii miniere în cel de-al II-lea Cincinal.

De asemenea, tot în această perioadă, s-a început exploatarea zăcămintelor de uraniu, care constituie pentru țara noastră baza materială pentru dezvoltarea folosirii energiei atomice în scopuri pașnice.

Se constată însă că succesele obținute în perioada 1951—1956 de către industria minieră se datoresc, în cea mai mare măsură, volumului mare de investiții și într-o mai mică măsură organizării științifice a producției, folosirii intensive a utilajelor și creșterii productivității muncii.

Raportorul a analizat apoi lipsurile și greutățile întîmpinate în legătură cu pregătirea și utilizarea forțelor de muncă, cu înzestrarea tehnică a exploatărilor și cu organizarea științifică a producției.

Congresul al II-lea al P.M.R. a trasat o serie de directive importante pentru toate sectoarele economiei miniere menite să ducă la lichidarea rămînerii în urmă și la sporirea producției de cărbuni și minereuri.

Din examinarea acestor directive privind perioada 1956—1960, rezultă că în fața industriei miniere stau sarcini mari, pentru a căror rezolvare este necesar un complex de măsuri în legătură cu forțele de muncă, înzestrarea tehnică a exploatărilor, organizarea producției și protecția muncii.

Secției Mine de pe lîngă Consiliul Central ASIT i-a revenit importanta sarcină de a contribui la îndeplinirea obiectivelor cuprinse în planurile de dezvoltare ale industriei miniere. Membrii săi — ingineri, geologi și tehnicieni — au depus muncă însemnată în studierea pe linie ASIT a problemelor tehnico-științifice din producție, contribuind la elaborarea soluțiilor, precum și la aplicarea în practică a acestora.

De asemenea, în același scop Secția Mine a desfășurat o activitate tehnico-științifică, concretizată prin planurile sale de muncă, care s-a mai manifestat în special sub formă de consfătuiri pe țară, studii și conferințe.

Activitatea Secției s-a orientat, în cursul acestei perioade, tot mai mult înspre găsirea de soluții concrete privind introducerea tehnicii noi și organizarea producției în scopul creșterii productivității muncii și reducerii prețului de cost. Soluțiile găsite în problemele dezbătute au fost înaintate forurilor interesate, în vederea aplicării lor în practică.

În încheiere, raportorul a arătat principalele sarcini pentru viitor ale industriei miniere precum și problemele tehnico-științifice, organizatorice și economice pentru a căror rezolvare membrii ASIT vor trebui să-și dea contribuția cît mai completă.

Prezentarea raportului a fost urmată de discuții, la care au participat 24 membri dintre care menționăm: acad. prof. A. Codarcea, ing. P. Roman (Valea Jiului), ing. L. Törpeny (Baia Mare), ing. L. Păcuraru (Brad), ing. I. Nacu (Hunedoara), ing. C. Buzatu (Institutul de Mine București), precum și mai mulți reprezentanți din partea Ministerului Minelor, Comitetului Geologic, IPROMIN și ICEMIN.

După terminarea discuțiilor, s-a pus la vot descărcarea activității vechiului comitet, care a fost aprobată în unanimitate.

În continuare, conferința a adoptat o rezoluție pentru a fi prezentată Congresului Asociației.

Ținînd seama de lipsurile constatate, precum și de sarcinile mărite care stau în fața sectorului minier pentru perioada 1956—1960, sarcini ce decurg din Directivele celui de al II-lea Congres P.M.R., rezoluția a consemnat necesitatea unor acțiuni tehnico-științifice pe linia activității ASIT, cu privire la organizarea științifică a producției și tehnica nouă, precum și cu privire la formarea și utilizarea cadrelor.

De asemenea, conferința a hotărît ca viitorul comitet ce va fi ales în ședința din 1 iunie a.c. să fie compus din 17 membri, ținînd seama de necesitatea reprezentării în acest comitet și a filialelor mai importante.

Ședința s-a încheiat la orele 15,30 urmînd a fi reluată la 1 iunie a.c. pentru alegerea noului comitet al Secției Mine.

★

În ședința din 1 iunie, orele 17, cu îndeplinirea formelor statutare, conferința Secției Mine și-a ales următorul comitet: ing. Anton S. Petre din Ministerul Minelor, ing. Bădiceanu Gh. Oficiul Tehnic Minier, prof. ing. Bumbu V. din Inst. Mine București, prof. ing. Covaci Ștefan din Inst. Mine Petroșani, ing. Dascălu Oscar din ICEMIN, ing. Grosu Ștefan din Trustul Minier Baia Mare, prof. dr. ing. Huber Panu I. din Institutul Mine București, prof. Ianovici Virgil din Comitetul Geologic, conf. ing. Lubenescu Dan din Ministerul Minelor, ing. Măru D. din IPROMIN, ing. Olze Em. Trustul Minier Banatul, ing. Păcuraru Liviu, Trustul Minier Brad, ing. Popescu Ion, Combinatul carbonifer Valea Jiului, ing. Popovici Mircea, Trustul Minier Muntenia, ing. Savu Nicolae, Trustul Minier Ardealul, prof. dr. ing. Stamatiu Mihai din Inst. Mine București și ing. Tomov Ion din Ministerul Minelor.

A urmat o ședință a noului comitet, în care s-a desemnat în unanimitate ca președinte, tov. conf. ing. Lubenescu Dan.

★

Comitetul ales și-a ținut prima ședință de lucru în ziua de 7 iunie a.c. orele 18 cînd au participat toți membrii cu domiciliul în București.

In această ședință au fost desemnate, cu titlul provizoriu, organele Comitetului, în conformitate cu art. 42 din Statutul Asociației, și anume:

Vicepreședinți: prof. Ianovici V., prof. dr. ing. Stamatiu M.

Secretar științific: ing. Tomov I.

Secretar științific adjunct: ing. Anton P.

Responsabil sect. geologic: prof. Ianovici V.

Responsabil sect. minerit: prof. dr. ing. Stamatiu M.

Responsabil sect. preparare: prof. dr. ing. Huber Panu I.

Responsabil sect. electromecanică minieră: prof. ing. Bumbu V.

Dimensionarea zonelor izolatoare la exploatarea stratelor groase din Valea Jiului*)

Conf. ing. V. Melenciuc

Una din dificultăţile şi complicaţiile pe care le prezintă exploatarea stratelor groase din Valea Jiului este apariţia focurilor subterane endogene în decursul exploatării, chiar atunci cînd se iau măsurile de prevenire stabilite pe baza studiilor şi a experienţei.

Prof. ing. *Ştefan Kovacs* a aprofundat această problemă, expunînd în lucrarea sa de dizertaţie cauzele focurilor subterane endogene din stratele *3* şi *5*, precum şi prevenirea lor.

Este necesar să amintim că, pe lîngă condiţiile fizico-chimice şi petrografice ale cărbunelui din stratele *3* şi *5*, pe lîngă cauzele tehnico-organizatorice cunoscute — care conduc la autoaprinderea cărbunelui, cu izbucnirea focurilor subterane, metoda de exploatare necorespunzătoare, precum şi aerajul defectuos — se mai adaugă şi teoria autoaprinderii tehnice elementare a lui *N. N. Semenov*, completată de colectivul *G. L. Orleanţkaia, V. S. Veselovski* şi *I. P. Vinogradova*, care se rezumă în principiu la următoarele:

Concretizări ştiinţifice

Viteza de oxidare, în linii generale, se exprimă prin expresia:

$$\frac{dM}{dt} = K.P.e^{-\frac{E}{RT}}$$

unde:

dM este cantitatea de substanţă în reacţie;
K — coeficientul de proporţionalitate;
E — energia de activare;
P — potenţialul substanţelor în reacţie;
R — constanţa gazului;
T — temperatura absolută.

Dacă cantitatea de căldură de oxidare a unui gram de substanţă este Q, atunci cantitatea de căldură care se produce într-o secundă va fi:

$$\frac{dB_1}{dt} = CQ\frac{dM}{dt} = C.Q.K.p.e^{-\frac{E}{RT}} \qquad (1)$$

unde:

$\frac{dB_1}{dt}$ este viteza de generare a căldurii;
C — un coeficient de proporţionalitate.

Pentru determinarea căldurii cedate, se foloseşte legea răcirii a lui Newton:

$$\frac{dB_2}{dt} = A(T-T_0), \qquad (2)$$

unde:

$\frac{dB_2}{dt}$ este viteza de cedare a căldurii;
T — temperatura absolută a substanţei;
T_0 — temperatura absolută a mediului;
A — coeficient care depinde de mărimea şi forma corpurilor în reacţie, de conductivitate şi de alte condiţii externe.

Din aceste formule (1 şi 2) reiese că generarea căldurii se produce după o lege liniară (fig. 1).

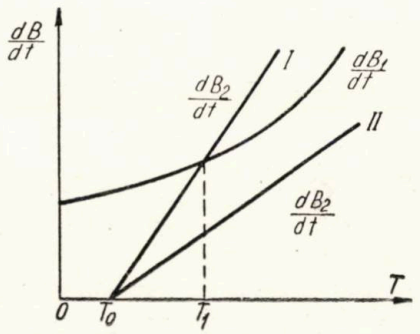


Fig. 1. Dependenţa generării şi cedării căldurii în funcţie de temperatură.

Autoaprinderea se produce prin oxidare şi anume *oxidarea izotermică*.

Prin natura structurii catenare, o moleculă activată prin oxidare provoacă oxidarea moleculei vecine, acesta fiind şi procesul de activare în urma oxidării la temperatură joasă.

S-a constatat că un cărbune deja oxidat are o temperatură de aprindere mai scăzută.

Fenomenul de autoaprindere este determinat prin perioada de incubaţie (formarea unor suprafeţe libere de contact prin degajarea gazelor CH_4 CO_2 etc.).

Caracterizarea cărbunilor predispuşi la autoaprindere se face prin stabilirea scăderii temperaturii de aprindere cu cca. 25°C, după ce

*) Se supune discuţiei.

cărbunele a fost artificial oxidat. Cărbunii, care după oxidare nu arată o scădere pînă la 10°C a temperaturii de aprindere, se consideră ca mai puţin predispuşi spre autoaprindere.

De aici reiese că autoaprinderea cărbunelui depinde de doi factori: de gradul de metamorfism al cărbunelui, precum şi de afluxul oxigenului spre acest cărbune. Dependenţa de gradul de metamorfism este pusă în evidenţă printr-o reducere a activării chimice generale a cărbunelui, ca rezultat al gradului de metamorfozare.

Stratele groase au o predispoziţie mărită spre autoaprindere, iar zona cea activă de autoaprindere se află între 50 şi 100 m adîncime, extinzîndu-se la adîncimi şi mai mari.

Aceasta se explică prin capacitatea mai mare de pătrundere a oxigenului în interiorul stratelor groase, ca urmare a unor posibilităţi mărite pentru formarea fisurilor, cît şi prin consecinţele mai acute ale tectonizării.

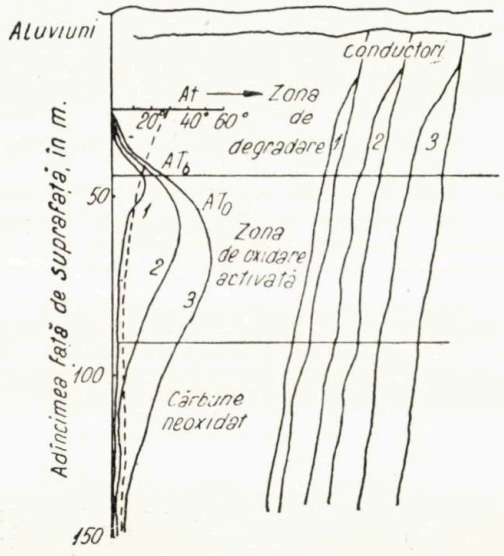


Fig. 2. Variaţia predispoziţiei la autoaprindere a cărbunilor, funcţie de adîncime. — T_o — indicele predispoziţiei spre autoaprindere a cărbunelui; — T_b — indicele gradului de oxidare; — *1, 2, 3* — straturi de diferite grosimi şi curbele respective T_c.

În fig. 2 se arată influenţa adîncimii asupra oxidării active: astfel, zona degradată are mai puţină predispoziţie spre oxidare activată, iar cea mai activă este zona între 50 şi 100 m, după aceasta urmînd zona „inertă", mai puţin activă pentru condiţiile şi stratele date.

Cărbunele tectonizat, din cauza posibilităţilor create prin crăpături sau fisuri, are înclinare mai mare spre oxidare activată. Sfărîmarea cărbunelui prin presiune favorizează de asemenea oxidarea activată, iar cărbunii degradaţi prin oxidare puternică pierd proprietatea de autoaprindere.

Este important de reţinut că oxidarea este de două feluri: cea superficială (de la suprafaţă) şi cea în volum.

Oxidarea de la suprafaţă este mai intensivă şi mai rapidă decît cea în volum, avînd însuşirea de a se accelera la aceeaşi temperatură (izotermic), adăugîndu-se la aceasta şi *accelerarea termică.*

Cărbunii de la adîncimi mari nu sînt capabili să se aprindă şi numai după ce s-au format suprafeţele libere accesibile pentru aer (oxigen), prin lucrările miniere respective (galerii, suitori sau abataje), devin periculoşi din punct de vedere al autoaprinderii.

În baza teoriei de mai sus putem trage concluzia că, la exploatarea stratelor groase de cărbune, trebuie să evităm pe cît posibil sfărîmarea cărbunelui cu suprafeţe libere abundente, iar acolo unde procesul tehnologic de extragere a cărbunelui favorizează crearea acestor suprafeţe de fisuraţie, trebuie să se ia astfel de măsuri, încît căldura dezvoltată prin oxidare să fie mai mică decît aceea de degajare, adică:

$$\frac{dB_1}{dt} < \frac{dB_2}{dt}.$$

Aceasta se poate obţine printr-o aerare suficientă — în cazul cărbunelui deschis (front liber) sau prin reducerea la zero a accesului de aer (oxigen) — prin închiderea şi izolarea lucrărilor, în care caz se împiedică formarea de căldură.

Trebuie să subliniem că înseşi golurile rămase în lucrările vechi — la metoda de exploatare cu surpare într-o măsură mai mare şi la aceea cu rambleere într-o măsură mai mică — mai cuprind încă o cantitate de aer, respectiv de oxigen (20%), care poate fi suficientă pentru procesul de oxidare activă, adică extinderea oxidării de la o moleculă la alta, condiţionată prin structura moleculară catenară a cărbunelui şi de mărirea suprafeţelor de absorbţie. Ţinînd cont că un gram carbon are nevoie, pentru oxidare completă, de 10 litri de aer, rezultă că pentru autoaprindere se mai află suficient aer în lucrările vechi (din surpare).

În legătură cu aceasta, socotim că se poate explica fenomenul observat de tov. conf. Prosie, de la Institutul de mine din Petroşani, cînd o particulă de funingine de cărbune, probabil activată la o temperatură de 400...450°C din sobă, fiind aruncată în stare rece în apă, după un timp s-a aprins singură. Acest fapt s-a constatat în mai multe rînduri.

Ca urmare, se poate considera că, în cazul cărbunelui din stratele groase, sfărîmat (praf) din orice cauză şi rămas în abatajele surpate, există condiţii favorabile, create de mişcarea rocilor, a lemnului rămas şi de insuficienţa răcirii, pentru ca acesta să treacă în faza de oxidare activată, care duce şi la autoaprindere.

Din aceasta reiese clar că, pentru asigurarea unui mediu fizic în zona exploatării cărbunelui din stratele groase, care să înlăture izbucnirea focului, *este necesară crearea unor condiţii de*

izolare a porțiunii exploatate din strate, care să împiedice accesul aerului.

Acest lucru este destul de complicat, deoarece exploatarea stratelor groase trebuie făcută în condiții sigure: pe de o parte evitarea autoaprinderii sau transmiterii unui foc vechi la feliile în exploatare, iar pe de altă parte, exploatarea trebuie să fie cît mai economică și cu o producție de calitate superioară.

Teoretic și în mare parte și practic, exploatările din Valea Jiului respectă o serie de măsuri tehnico-organizatorice strict necesare pentru prevenirea focurilor subterane, utilizînd și formarea zonelor izolatoare de combatere sau de prevenire, rambleind mai multe felii.

Experimentarea procesului de deplasare a rocilor din acoperiș și a rambleului în zonele izolatoare

Avînd în vedere cele expuse mai înainte, s-a încercat clarificarea acestei importante probleme, luînd în considerație și procesul de mișcare a rocilor surpate din abataje, din feliile superioare și a celor din acoperișul imediat al abatajelor surpate și în curs de surpare.

Pentru a stabili mersul acestei mișcări a rocilor, s-a imaginat în Laboratorul de exploatări miniere al Institutului de mine din Petroșani, un dispozitiv ca în fig. 3.

Acest dispozitiv este format dintr-o cutie cu două plane paralele înclinate la 45°, corespunzătoare înclinării medii a stratelor de cărbune din Valea Jiului, între care s-a prevăzut, la o scară corespunzătoare, stratul gros și rocile stratificate din acoperiș.

În secțiunea transversală s-a prevăzut un geam care permite urmărirea fenomenelor ce se petrec în cursul experienței surpărilor de abataje sub șase felii rambleeate, pentru a izola un cuib de foc aflat deasupra lor.

S-au prevăzut și presiuni verticale ale masei afînate din abatajele surpate, precum și presiuni laterale ale acoperișului, realizîndu-se aceasta printr-un alt dispozitiv corespunzător.

Considerăm că, pentru înclinarea stratului (45°) și pentru scopul calitativ pe care l-am urmărit, despre felul cum se comportă deplasarea feliilor rambleeate și a rocilor din acoperiș, în cazul surpărilor de abataje de sub aceste felii, indicațiile înregistrate ne dau o imagine suficientă pentru a trage o serie de concluzii.

Trebuie să subliniem că s-au făcut mai multe încercări de surpare — la abataje camere direcționale — mergînd cu abataje de la acoperiș spre culcuș, și cu abataje cu front lung transversale, cu o înaintare direcțională a frontului de lucru.

Încercările s-au făcut în ipoteze a trei feluri

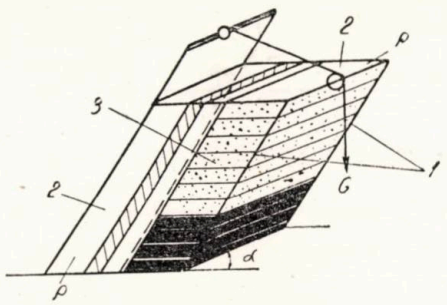
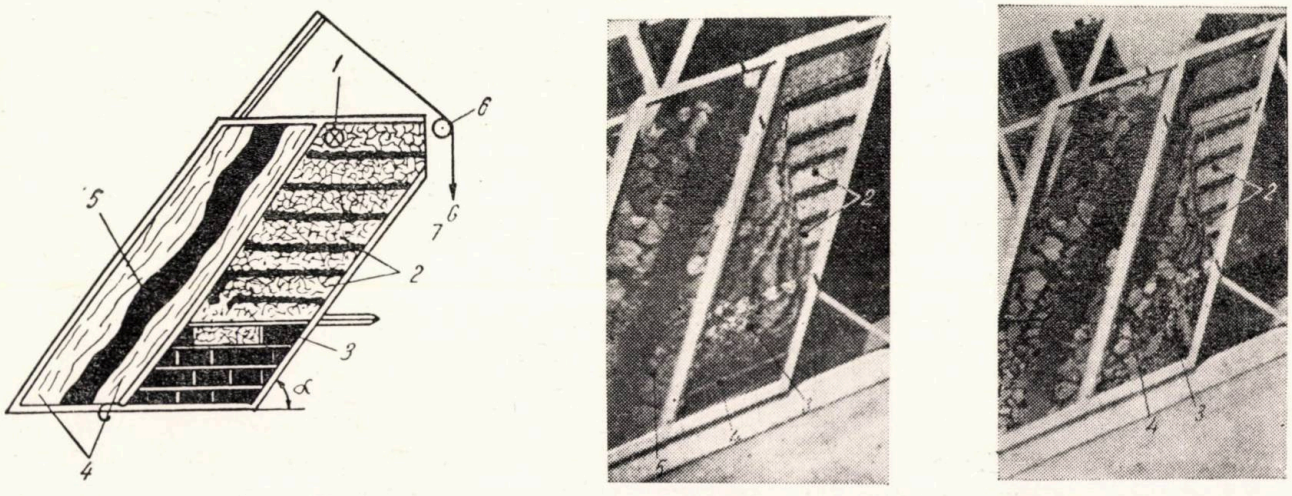


Fig. 3. Dispozitiv pentru experimentarea procesului de deplasare a rocilor din acoperiș și a rambleului în zonele izolatoare. *1* — cutia; *2* — geamuri; *3* — fîșii rambleate; *negru* — fîșii de cărbune



A_1 A_2 A_3

Fig. 4. Fazele de mișcare a rocilor din acoperiș în funcție de surparea efectuată sub zona celor șase felii rambleeate, pentru abataje camere și cu front lung, avînd roci friabile de consistență redusă.

A_1 — *1* — cuib de foc; *2* — fîșii rambleeate; *3* — fîșii de cărbune în exploatare; *4* — marne nisipoase friabile; *5* — argilă compactă; *6* — scripete; *7* — greutate de apăsare. A_2 *1* — cuib de foc; *2* — fîșii rambleeate; *3* — fîșia prăbușită; *4* — fîșii de cărbune; *5* — marnă și argilă compactă în deformare. A_3 — *1* cuib de foc; *2* — fîșii rambleeate; *3* — abataje prăbușite; *4* — roci friabile surpate, care urmăresc fîșiile de rambleu.

de roci în acoperiş şi pentru diferite unghiuri de înclinare.

Caracteristicile rocilor, după prof. Protodiakonov, au fost:

a) Acoperiş cu roci friabile (f=1,0—1,5—2,5).

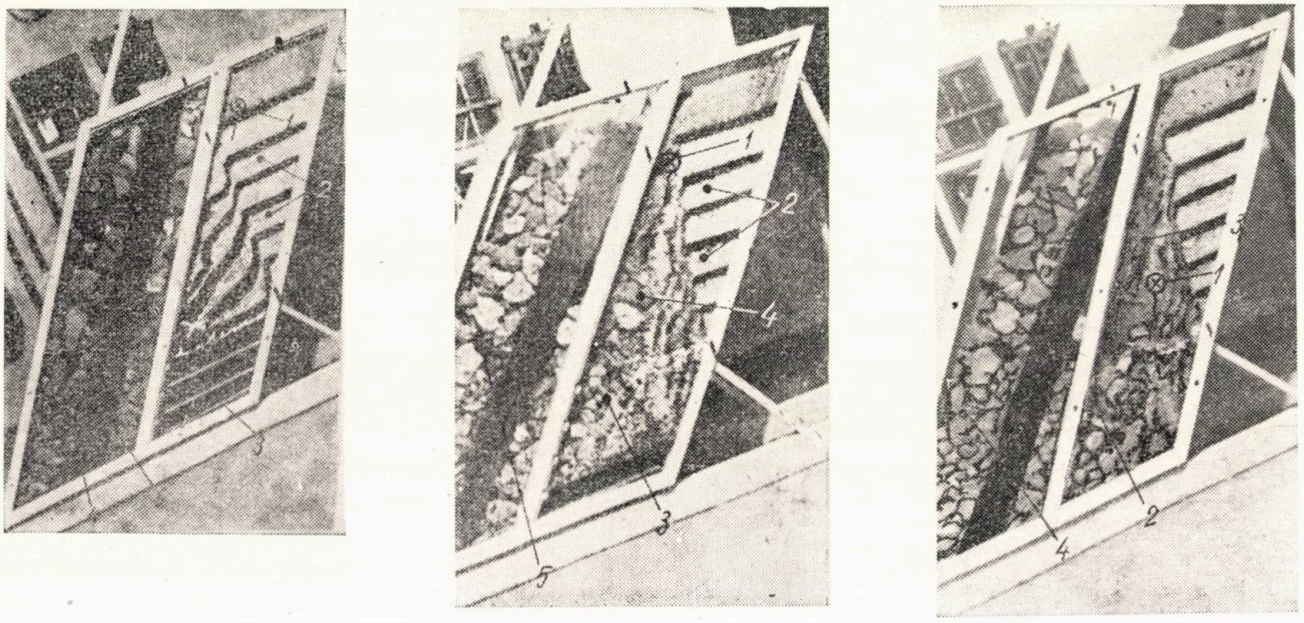
b) Acoperiş cu roci de consistenţă mijlocie (semicompacte), (f=2,5—5,0).

c) Acoperiş cu roci compacte (f=5,0—7,0 şi mai mare).

lor de dislocare a rocilor, decît pe cea complexă.

In consecinţă, analiza fenomenelor produse a rămas în cadrul explicaţiilor teoretice.

Toate fazele de mişcare a rocilor din acoperiş, în funcţie de surparea efectuată sub zona celor şase felii rambleeate, pentru abataje camere şi cu front lung, au fost fotografiate — după cum se vede în fig. 4 (A_1, A_2, A_3), pen-



B_1 B_2 B_3

Fig. 5. Fazele de mişcare a rocilor din acoperiş, în funcţie de surparea efectuată sub zona celor şase felii rambleeate, pentru abataje camera şi cu front lung, avînd roci cu consistenţă mai mare ca cele din fig. 4:

B_1 — *1* — cuib de foc; *2* — fîşii rambleiate; *3* — fîşii de cărbune în exploatare; *4* — roci compacte, care se dislocă în bucăţi mari; *5* — intercalaţii de marnă argiloasă. B_2 — *1* — Cuib de foc; *2* — fîşii rambleiate; *3* — abataj frontal în prăbuşire; *4* — rambleu în dislocare; *5* — roci compacte din acoperişul stratului, în dislocare neregulată. B_3 — *1* — cuib de foc alunecat; *2* — abataje frontale prăbuşite; *3* — rambleu surpat; *4* — roci compacte care se surpă greu, formîndu-se goluri.

In laborator, caracteristicile mecanice ale materialului întrebuinţat s-au stabilit după cum urmează:

Pentru materialele friabile, cu f=1,0—2,5, obţinerea unor asemenea materiale nu a fost complicată, luîndu-se bucăţi de şist compact de diferite mărimi, de 10—50 mm, legate printr-un liant de argilă, care la presiunea respectivă s-au fisurat şi s-au deplasat după diferite unghiuri de scurgere, în funcţie de presiunea verticală şi cea laterală.

Pentru materialele semicompacte, s-a căutat să se obţină materiale formate din bucăţi cu o mărime maximă de 80—100 mm, legate cu liant de argilă bătută. Pe lîngă aceasta s-a mai format şi un strat intermediar bătut din argilă şi consolidat în timp.

Materialele folosite nu sînt echivalente, dar nici materialele echivalente, după părerea prof. V. D. Slesarev nu îndeplinesc condiţiile reale, iar experienţele făcute cu asemenea materiale dau mai mult caracteristica calitativă a procese-

tru rocile friabile de consistenţă redusă şi în fig. 5 (B_1, B_2, B_3), pentru rocile cu consistenţă mai mare.

Din analiza figurilor *A*, se constată că comportarea rocilor friabile, sub acţiunea forţelor verticale şi laterale, este caracterizată prin urmărirea îndeaproape a rambleului pus în mişcare de surpările făcute în mod succesiv, iar linia de contact este curbă, apropiată de verticală de la punctul de intersecţie a fîşiei superioare, cu acoperişul spre punctul de intersecţie a feliei inferioare (a 6-a) cu culcuşul.

Focul presupus în felia superioară nu a putut pătrunde în jos fiind izolat de pana de rambleu, aşa cum a preconizat prof. Şt. Kovacs în lucrarea sa.

In ceea ce priveşte comportarea rocilor semicompacte şi prin deducţie şi a celor compacte *B*, cu toate presiunile multilaterale, acoperişul se rupe în blocuri şi nesistematic, dînd posibilitate rambleului să alunece în jos, antrenînd felia contaminată. Pe lîngă acestea favorizează

pătrunderea aerului şi deci nu se repetă situaţia din prima categorie *A*.

In felul acesta se constată că, chiar la rambleerea totală a celor 6 felii, în cazul rocilor semicompacte şi compacte din acoperiş, nu se exclude apariţia bucăţilor de rocă din acoperiş, din felia superioară, pe culcuşul din felia inferioară — fapt care a fost stabilit în practică de către autor, cît şi de alţi ingineri de exploatare.

Cauza acestui fenomen este tocmai *afînarea rocilor* din acoperiş, desfăcute în mod nesistematic în blocuri mai mici sau mai mari, care permit rostogolirea pe verticală sau pe o suprafaţă oblică regulată, chiar prin zona rambleeată, de la înălţimi suficient de mari, de ordinul a 15—18 m.

Este deci evident că la formarea zonelor de izolare, în cazul rocilor compacte şi semicompacte din acoperiş, trebuie să se ţină seama de natura acestor roci, mai ales de felul lor de surpare în bucăţi mari şi mici, pentru a găsi soluţia de izolare pe altă cale decît aceea arătată pentru rocile friabile din acoperiş.

Procedee de formare a zonelor izolatoare pe baza experienţelor făcute

Din expunerea făcută a reieşit că zona izolatoare trebuie să fie astfel realizată, încît ea să îndeplinească rolul unui dig masiv de izolare a unei porţiuni din stratul contaminat de foc sau să prevină formarea focului, în cazul exploatării, prin felii orizontale sau prin alte metode cu surpare.

Prin aceasta apare evident că zona rambleeată trebuie să fie masivă, adică completă pe toată grosimea stratului.

Rămîne de stabilit cum se va determina înălţimea unei asemenea zone pe verticală, care să fie în acelaşi timp suficient de etanşă şi cea mai ieftină. Pentru aceasta vom asimila zona de rambleere cu un dig iniţial construit din material cu etanşeitate perfectă, realizat printr-o rambleere pneumatică (în cazul măsurilor de prevenire) sau hidraulică, în cazul izolării directe. Aplicăm formula lui *M. D. Buzikov*, dată în lucrarea sa „Prevenirea focurilor endogene subterane la stratele groase din bazinul Kuznetk de sud", ediţia 1949:

$$h = \frac{K.\Delta P.s}{Q.d}$$

în care:

K este coeficientul lui d'Arcy pentru rambleu: 0,3—0,6 ;
d — densitatea aerului, $d = 1{,}293$ kg/m³;
S — suprafaţa digului pe o înălţime de 1 m/25 m²;
ΔP — diferenţa de presiune admisă — 15 mm col. apă;
Q — cantitatea de aer admisă la pătrundere (17,5 m³/h).

$$h = \frac{0{,}6 \times 15 \times 25}{17{,}5 \times 1{,}293} = 11{,}5\text{m}.$$

Înălţimea zonei izolatoare depinde de natura rambleului (granulaţia), de deplasările materialului de rambleu în decursul surpărilor, deci, pe lîngă cifra stabilită, va trebui să determinăm şi influenţa deplasărilor în rambleu, din punct de vedere al înălţimii corespunzînd condiţiilor stratului: grosime, înclinare şi roci înconjurătoare, precum şi condiţiilor de alunecare.

Ca atare, vom încerca să încadrăm şi factorii mai sus indicaţi într-o formulă, pentru determinarea justă a înălţimii zonei de rambleu.

Fără o documentare suplimentară, apare clar că grosimea stratului influenţează înălţimea zonei de rambleu, deoarece grosimea stratului este elementul care contribuie pe de o parte la formarea spaţiului de rambleere, iar pe de altă parte, condiţionează micşorarea rambleului în cazul surpărilor.

Se va lua deci în consideraţie grosimea pe normală, a stratului, deoarece una din componenta principală şi hotărîtoare la determinarea formei de mişcare a rambleului este forţa dirijată pe normala stratului.

Se va ţine cont şi de unghiul de înclinare al stratului α, care influenţează evident nu numai procesul de mişcare al rambleului, dar prezintă şi o caracteristică la stabilirea vitezei şi a felului de mişcare (coeficientul de frecare în funcţie de linia dreaptă sau curbată şi alunecată).

Se va introduce de asemenea în formulă şi coeficientul de tărie f, după prof. Protodiakonov, deoarece acest coeficient caracterizează gradul de tărie a rocilor din acoperiş.

In felul acesta formula pentru determinarea înălţimii adecvate zonei de rambleu va fi de forma:

$$h = M_n \cos\alpha \times af \operatorname{tg}\beta,$$

în care:

h este înălţimea zonei izolatoare;
M_n — grosimea normală a stratului;
α — unghiul de înclinare a stratului;
f — coeficientul de tărie după prof. Protodiakonov;
tg β — coeficientul de frecare;
a — echivalentul de alunecare, care variază de la 0,8 — 1,4 pentru Valea Jiului, 1,0 m corespunzător rocilor înconjurătoare.

Exemple de verificare:

Admitem: $M_0 = 25$ m grosimea orizontală;
$\alpha_0 = 50^0$
Cos $50^0 = 0{,}64$;
$M_n = 20$ m, grosimea normală;
$f = 4$ pentru marne nisipoase;
tg $\beta = 0{,}5 — 0{,}7$ (coeficientul de frecare la taluz natural);

în cazul acesta h înălţimea zonei izolatoare va fi:

$h = 20 \times 0{,}64 + 4 \times 1{,}2 \times 0{,}7 = 16{,}2$ m, adică 5 — 6 felii.

Executîndu-se cîteva verificări cifrice, s-au obţinut valori raţionale pentru *h*, care asigură nu numai grosimea suficientă a zonei de rambleu, capabilă să prezinte o etanşeitate, dar indică în acelaşi timp şi parametrii optimi economici, adică gradul de influenţă asupra costu-

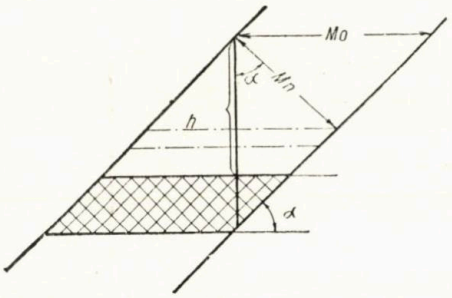


Fig. 6. Schema de calcul a economiei de rambleu.

lui rambleului pe tona de cărbune extrasă, faţă de rezerva corespunzătoare din sectorul respectiv. Aceasta se vede din suprafaţa haşurată din fig. 6, ceea ce prezintă economie de rambleu.

Concluzii

1. Din cele expuse reiese că, principiul „penei de rambleu", propus de prof. Şt. Kovacs, pentru formarea zonelor de rambleu, este valabil pentru stratele subţiri şi cu grosime medie, cu înclinare pînă la 25°.

2. Pentru stratele groase cu roci friabile din acoperiş, principiul prof. Şt. Kovacs este valabil şi pentru înclinări mai mari de 25°.

3. Pentru cazul rocilor semicompacte şi pentru cele compacte, cu bancuri omogene pe grosimi mai mari de 0,8 m, care se dislocă în mod nesistematic şi în blocuri de diferite mărimi, zona de rambleere trebuie formată din felii complete, pe o înălţime *h* determinată după calculele arătate în expunere.

În felul acesta socotim că experienţele făcute au permis să se ajungă la rezultate concludente şi astfel s-a putut aduce o contribuţie la rezolvarea problemelor de exploatare a stratelor groase de cărbuni, predispuse la autoaprindere.

Pentru realizarea unui masiv dens de rambleu, este recomandabil să se aplice rezultatele experienţelor VUGI, în ceea ce priveşte componenţa materialului de rambleu:

Marnă + gresie sfărîmată:	82,0%
Var stins:	18,0%

Respectarea strictă a propunerilor de faţă va putea reduce apariţia focurilor subterane, tinzînd spre înlăturarea completă a acestui pericol la exploatarea stratelor groase.

Bibliografie

V. S. Veselovski, G. L. Orlenskaia, L. P. Vinogradova: Trudî Instituta Gornogo Dela, vol. II, 1956.

M. D. Buzicov: Prevenirea focurilor endogene la straturile groase de cărbune din Kuzbasul sudic. Ugletehizdat 1949.

V. D. Stesarev: Dirijarea presiunii miniere la exploatarea stratelor de cărbune din Donbass, Ugletehizdat 1948.

Semicocsificarea ligniţilor din R.P.R. în cuptor Lurgi

Ing. **I. Ştefănescu**

Încercările prezentate în acest articol au fost efectuate într-un cuptor pilot Lurgi din R. P. Polonă, de mgr. ing. H. Zielinski, *mgr.* J. Rychly *şi mgr ing.* R. Siedlecki *de la Institutul de prelucrare chimică a cărbunelui (I.Ch.P.W.) în colaborare cu autorul, în cadrul colaborării tehnico-ştiinţifice.*

Semicocsificarea cărbunilor s-a dezvoltat fie pe linia obţinerii de produse combustibile lichide (semicocsificarea cărbunilor bruni în Germania), fie pe linia producerii unui combustibil solid, uşor reactiv şi arzînd fără fum (semicocsificarea huilelor în Anglia). Cu timpul, utilizarea produselor semicocsificării s-a lărgit, pătrunzînd în industria chimică, metalurgică, în energetică etc. [1].

În ţara noastră, problema semicocsificării ligniţilor s-a pus în scopul valorificării lor raţionale, menţionîndu-se că valabilitatea semicocsificării este condiţionată de valorificarea semicocsului pe calea brichetării lui cu liant [2, 3 4]. Deci, spre deosebire de cazul cărbunilor bruni huiloşi din vestul Văii Jiului*), semicocsificarea ligniţilor urmăreşte în primul rînd scopuri energetice şi anume, obţinerea semicocsului necesar producerii brichetelor combustibile pentru uz industrial şi casnic, date fiind avantajele prezentate de brichetele de semicocs de lignit faţă de brichetele de lignit crud: o putere calorifică mai ridicată, randament redus de materii volatile (combustibil fără fum), obţinerea în paralel cu semicocsul a unor produse chimice, ca şi a unei părţi din liantul necesar brichetării, suportarea rentabilă a cheltuielilor de transport etc. [3, 6].

*) Problema semicocsificării cărbunilor de Petrila şi rezultatele încercărilor în cuptor Lurgi au fost analizate în *„Metalurgia şi Construcţia de Maşini"*, nr. 12/1956 [5].

O dată pusă problema semicocsificării ligniților — ca o cale a valorificării lor chimico-energetice — s-a ivit necesitatea găsirii unui cuptor în care semicocsificarea să se efectueze în condiții valabile tehnic și economic. Dintre toate tipurile de instalații pentru semicocsificarea cărbunilor bruni:

— cuptoare cu încălzire externă a stratului subțire de cărbune — Rolle, Geissen, Borsig-Geissen, Schlattner;

— cuptoare cu încălzire externă sau combinată a stratului gros de cărbune — cuptoare ceramice verticale sistem Didier etc.;

— cuptoare cu încălzire internă directă — Lurgi, Glavgastopprom, Kollergas, Dea; cel mai indicat apare cuptorul Lurgi [1, 7—13].

Cuptorul Lurgi este o instalație de semicocsificare cu funcționare continuă și încălzire directă, uscarea și semicocsificarea cărbunelui producîndu-se prin contactul direct cu gaze fierbinți de circulație („gaze de spălare"). El este alcătuit din două cuve dreptunghiulare ceramice, alăturate, între care se află focarele unde este ars gaz propriu, rezultat din proces. O cuvă se compune din două părți, unite între ele prin canale de trecere; partea superioară servește la uscare, iar cea inferioară la semicocsificare și la răcirea semicocsului (fig. 1).

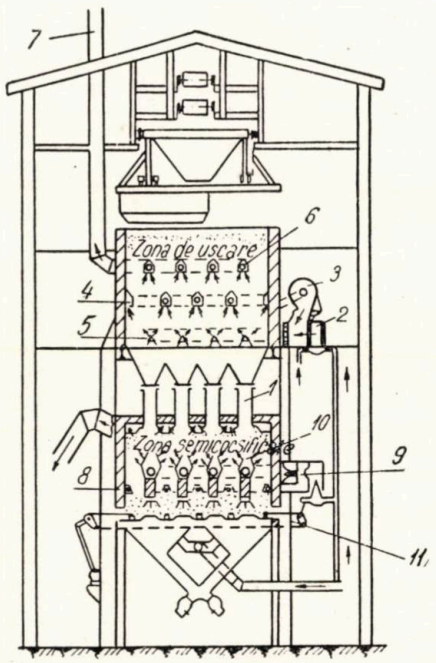


Fig. 1. Cuptor Lurgi industrial:

1 — canale de trecere; *2* — focarul uscătorului; *3* — ventilator; *4* — canale de aspirație a gazelor de recirculare; *5* — canale de insuflare a gazelor calde pentru uscare; *6* — canale de evacuare la coș; *7* — coș pentru produsele uscării; *8* — canale de aspirație a gazului de răcire încălzit; *9* — focarul și camera de amestec a zonei de semicocsificare; *10* — canale distribuitoare a agentului gazos fierbinte; *11* — grătar mobil de evacuare a semicocsului.

Cuptorul Lurgi pentru semicocsificarea cărbunilor bruni se deosebește de cuptorul Lurgi pentru huile prin dimensiunile mai mari (înălțimea) ale zonei de uscare, dată fiind umiditatea mai mare a cărbunilor tineri. De asemenea, instalația de răcire și condensare a gazului de la semicocsificarea cărbunelui brun este diferită de cea folosită pentru gazul din huile prin aceea că, înainte de intrarea în răcitoare tubulare cu apă, are loc o degudronare avansată a gazului în electrofiltre (gudronul de cărbuni bruni — parafinos și cu punct de congelare ridicat — ar duce altfel la blocarea țevilor răcitorului tubular, ceea ce nu este cazul la gudronul asfaltos de la semicocsificarea huilelor).

Această instalație prezintă o serie de avantaje nete: o foarte mare capacitate de producție (300—400 t șarjă/24 h), investiții și costuri de producție scăzute, recuperare optimă de gudron de bună calitate, construcție simplă, ocupînd un spațiu relativ redus, soliditate, bilanț termic excedentar.

Ca dezavantaje ale cuptorului Lurgi se menționează producerea unor cantități mari de gaz cu putere calorifică relativ redusă (1500—2000 kcal/Nm³) din cauza diluării cu gaze arse și condițiile stricte impuse cărbunelui brun în ceea ce privește granulația și rezistența mecanică la temperaturile semicocsificării. Din cauza principiului încălzirii cu gaze de circulație direct în șarjă (Spüllgas), cărbunele mărunt nu poate fi semicocsificat în cuptorul Lurgi; mai mult, cărbunele ce urmează a fi semicocsificat trebuie supus unei pregătiri speciale, avînd drept scop eliminarea claselor granulometrice mărunte sau a posibilităților de formare a acestora. Deci, la semicocsificare în cuptor Lurgi, se pretează numai combustibilii în bucăți sau în granule, rezistenți din punct de vedere al sfărîmării sub influența căldurii. Din acest motiv, date fiind caracteristicile cărbunelui brun pămîntos, în Germania s-a renunțat practic la semicocsificarea cărbunelui ciuruit, utilizîndu-se numai brichete fără liant de cărbune brun. În Cehoslovacia, la Most se semicocsifică cărbune brun în bucăți; este vorba, însă, despre un cărbune brun tare. Despre semicocsificarea ligniților — cărbunilor bruni cu caracter xiloid — indicațiile literaturii sînt foarte reduse: se menționează semicocsificarea unor ligniți bogați în gudron, pentru obținerea unui combustibil solid de tipul mangalului [1, 7, 8].

Aceste recomandări au făcut ca semicocsificarea ligniților în cuptoare de mare productivitate Lurgi să fie privită la noi cu unele rezerve, ridicîndu-se ipoteza unei descompuneri granulometrice înaintate a lignitului în timpul semicocsificării. De aceea, se punea problema orientării spre cuptoare cu încălzire externă, tip Borsig-Geissen, Schlattner, lucrînd cu cărbuni mărunți, eventual spre cuptoare ceramice verticale. Or, aceste cuptoare, pe lîngă productivitate scăzută, impun în general lucrul cu ligniți mărunți — foarte bogați în cenușă —

sau măcinare prealabilă a lignitului blocuri, sărac în cenuşă.

Din acest motiv, s-a ivit necesitatea verificării posibilităţii de semicocsificare a lignitilor în cuptorul Lurgi.

Incercările au fost efectuate într-o instalaţie Lurgi pilot, cu o capacitate de prelucrare de cca. 10 t şarjă zilnică. Ea reprezintă un fragment vertical din cuptorul Lurgi industrial, păstrînd adică principalele dimensiuni ale înălţimii cuptorului mare — cca. 18 m —, numai secţiunea fiind mai redusă. Fig. 2 prezintă o schemă a instalaţiei experimentale care cuprinde cuva de uscare *a*, canalul de legătură şi cuva de semicocsificare *b*. Principiul de funcţionare este identic celui al instalaţiei industriale.

In cuva de uscare se introduce direct în masa de cărbune, prin canalul de distribuţie *1*, gaz cald care provoacă uscarea şarjei. Gazele de uscare străbat cuva în sus, fiind parţial aspirate la coş *e* şi evacuate în atmosferă iar parţial aspirate de ventilatorul uscătorului *(d)* şi trimise în camera de amestec (c_2), unde temperează şi diluează gazele de ardere fierbinţi (1200°) venite de la focar. Proporţia de amestecare a gazelor fierbinţi cu gazele recirculate din uscător se stabileşte astfel încît

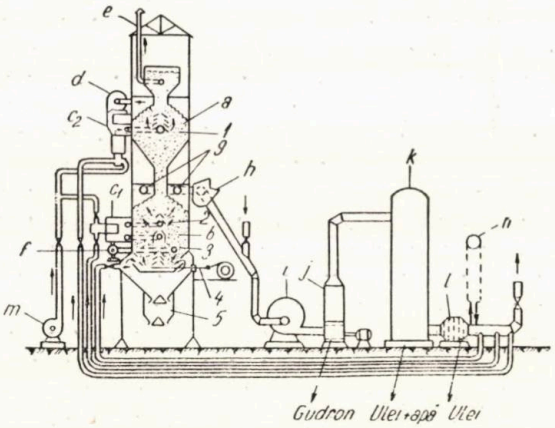


Fig. 2. Cuptor-pilot Lurgi:

a — cuva de uscare; *b* — cuva de semicocsificare; *c* — c_2 — camera de ardere şi amestec; *d* — ventilatorul uscătorului; *e* — coş; *f* — ventilatorul cuvei de semicocsificare; *g* — ieşirea gazelor; *h* — desprăfuitor; *i* — ventilatorul de gaz brut; *j* — degudronator; *k* — răcitor cu apă; *l* — capcană de picături; *m* — ventilatorul de aer; *n* — determinarea benzinei din gaz; *1* — canal de distribuţie a gazului de uscare; *2* — canal de distribuţie a gazului fierbinte, agent de semicocsificare; *3* — canal de aspiraţie a gazului de răcire; *4* — masă de evacuare a semicocsului; *5* — bunchere de semicocs cu dublă închidere.

gazul rezultat şi care se introduce în cuvă pentru uscare prin canalul *(1)* să aibă o temperatură de cca. 200°C. Cărbunele uscat intră prin canalul de trecere în cuva de semicocsificare. Cu ajutorul gazelor fierbinţi (500...700°C) — agent purtător de căldură — introduse direct în şarjă prin canalul *(2)*, se produce semicocsificarea cărbunelui. Semicocsul este răcit în partea de jos a cuvei prin contact cu gazul de circulaţie rece, iar gazul încălzit pe seama căldurii sensibile a semicocsului este aspirat de ventilatorul *(f)* prin canalele *(3)*; în camera de amestec (c_1) are loc formarea gazului-agent de semicocsificare — prin diluarea gazelor arse fierbinţi de la focar cu gazul de răcire încălzit. Semicocsul răcit este evacuat cu ajutorul mesei de defurnare *(4)* în buncherul de semicocs *(5)* de unde, printr-un sistem de dublă închidere, este scos din cuptor.

Produsele volatile ale semicocsificării, diluate cu gazele arse din agentul de încălzire, ies din cuptor prin conducta *(g)*; aici şi în toba desprăfuitoare rotativă *(h)* se depun din gaz părţi grele de gudron amestecat cu praf, alcătuind smoala. In degudronatorul *(j)* se opreşte o fracţie grea de gudron, aşa-numita „fracţie de gudron", iar în răcitorul tubular cu apă *(k)* are loc răcirea finală a gazului şi condensarea gudronului uşor, „fracţia de ulei" — şi a apei.

Evident, raportul dintre cantitatea de „fracţie de gudron" şi „fracţie de ulei" este o valoare relativă, fiind funcţie în primul rînd de temperatura în degudronator, respectiv de temperatura de ieşire a gazelor din cuptor.

Dispozitivul *(n)* serveşte la determinarea conţinutului de benzină şi gazolină al gazului. Mai departe, gazul răcit şi degudronat se divide în trei curente: o parte iese din instalaţie ca gaz surplus, o altă parte trece la focarele cuvei de uscare şi semicocsificare pentru ardere cu aer trimis de ventilatorul *(m)*, iar restul este introdus în partea de jos a cuptorului, ca gaz de răcire a semicocsului.

Trebuie arătat că în cuptorul Lurgi pilot, la fel ca şi în cuptorul Lurgi mare, se menţin circuite separate de gaz în cuva de uscare şi în cuva de semicocsificare — deşi acestea nu sînt despărţite decît printr-un canal deschis — lucru foarte important în recuperarea maximală de gudron, în obţinerea unui gaz de calitate şi în păstrarea unui regim uniform şi corespunzător al instalaţiei. Aceasta se realizează în primul rînd prin reglarea debitului de gaz surplus ce iese din instalaţie şi prin controlul permanent al presiunilor, astfel încît în canalul de trecere dintre zone să existe o diferenţă de presiune de ± 0 mm apă.

In ceea ce priveşte concludenţa încercărilor efectuate în această instalaţie, interpretarea rezultatelor şi transpunerea lor la scară industrială, trebuie menţionate următoarele:

Cuptorul experimental, în care s-a încercat semicocsificarea lignitilor, este o instalaţie destinată de fapt semicocsificării huilelor, avînd deci o cuvă de uscare relativ puţin înaltă şi o instalaţie de condensare şi răcire a gazului specifică pentru răcirea gazului de huilă. Această instalaţie impune, în cazul folosirii cuptorului pentru cărbuni bruni (cu umiditate mai mare), un mers la temperaturi ridicate şi la debite reduse de cărbune ceea ce — din cauza uscării nemenajate — duce la o degradare gra-

nulometrică mai pronunţată a şarjei; de asemenea, în instalaţia de condensare şi în special la răcitorul tubular final trebuie menţinute temperaturi mai înalte (din cauza gudronului parafinos), ceea ce influenţează recuperarea de gudron, micşorînd-o din cauza condensării incomplete.

Valorile bilanţului termic în cuptorul pilot sînt mai puţin favorabile decît la cuptorul industrial, din cauza pierderilor mari de căldură la instalaţia pilot, care are un volum redus la o suprafaţă relativ mare. Există diferenţe şi în construcţia mecanismului de descărcare a semicocsului la cuptorul pilot, mecanismul prezentînd spaţii înguste care nu există la cuptorul Lurgi industrial.

Din examinarea alcătuirii cuptorului pilot şi a luării în consideraţie a celor menţionate mai sus, trebuie trasă concluzia că rezultatele obţinute în instalaţia Lurgi experimentală sînt în general concludente şi reproductibile la scară industrială şi că în orice caz în cuptorul Lurgi industrial se vor obţine rezultate şi mai bune în ceea ce priveşte degradarea granulometrică a şarjei, valorile bilanţului termic, recuperarea de gudron şi funcţionarea generală a instalaţiei.

Pentru încercările de semicocsificare în cuptorul Lurgi pilot s-au folosit două tipuri de ligniţi:

— un lignit cu caracter lemnos — xiloid — foarte pronunţat, de la Schitu-Goleşti;

— un lignit cu aspect accentuat pămîntos, dar prezentînd exfolierea în plăcuţe, specifică ligniţilor de la mina Căpeni.

Semicocsificarea lignitului de Schitu-Goleşti

La semicocsificare s-a introdus lignit ciuruit ales, de granulaţie 30—80 (100) mm. Tabela 1 prezintă caracteristicile materiei prime: analiza tehnică, analiza de semicocsificare în retorta de laborator Fischer, analiza elementară şi puterea calorifică.

Aceste date, ca şi aspectul exterior, caracterizează cărbunele de Schitu-Goleşti, drept un lignit tipic — cărbune brun lemnos din clasificarea R.P.R.; în clasificarea ştiinţifico-industrială din Polonia (pe baza umidităţii şi consistenţei pe de o parte şi pe baza indicelui chimic — randamentul de gudron — pe de altă parte) el poate fi codificat X.22 [14]. Sînt de remarcat conţinutul relativ coborît de cenuşă (12,4%) şi randamentul ridicat de gudron (12,1%), cifre care detaşază lignitul de Schitu-Goleşti (proba respectivă) de majoritatea ligniţilor din R.P.R., care de obicei sînt de calitate mult mai slabă.

Condiţiile de bază ale funcţionării cuptorului în timpul semicocsificării lignitului Schitu-Goleşti au fost:

— temperatura la uscare 178°C;
— temperatura la semicocsificare 600°C;
— productivitatea cuptorului 11,5 t şarjă/24 h.

Tabela 1

Analiza tehnică	Umiditate totală	%	19,3
	Cenuşă la cărbune uscat	%	12,4
	Materii volatile la cărbune uscat	%	48,6
Analiza de semicocsificare (la cărbune uscat)	Apă pirogenetică	%	11,5
	Gudron	%	12,1
	Semicocs	%	61,3
	Gaze şi pierderi	%	15,1
	Gaze	Nm^3/t	96,0
	Materii volatile în semicocs	%	13,3
Analiza elementară (la masa combustibilă)	C	%	68,00
	H	%	5,50
	N	%	1,46
	S	%	1,62
	O_2 (difer)	%	23,42
Putere calorifică superioară		kcal/kg	4585
Analiza granulometrică	0—10 mm	%	5,2
	10—20 mm	%	9,8
	>20 mm	%	85,0

În tabela 2 sînt prezentate temperaturile în instalaţie *).

Tabela 2

Gaze la coş (*e*)	°C	81
Agent de uscare (*1*)	°C	178
Gaze recirculate la uscare (*d*)	°C	82
Agent de semicocsificare (*2*)	°C	600
Ieşire gaze de la semicocsificare	°C	219
Desprafuitor (*h*)	°C	177
Degudronator (*j*)	°C	166
Intrare răcitor tubular (*k*)	°C	149
Gaz răcit şi epurat	°C	54
Gaz de răcire încălzit prin semicocs (*3*)	°C	485

Este de remarcat nivelul ridicat al tuturor temperaturilor.

Temperaturile mari din zona de uscare au fost impuse de necesitatea uscării lignitului cu 19% umiditate, compensînd înălţimea mică a cuvei de uscare; chiar în aceste condiţii s-a obţinut o uscare insuficientă a materialului care a rămas cu peste 5% umiditate, ceea ce era de natură să coboare temperatura în partea superioară a cuvei de semicocsificare, deranjînd atît funcţionarea cuptorului, cît şi a instalaţiei de condensare. De aceea, a fost necesară o temperatură ridicată în cuva de semicocsificare, ceea ce a împiedicat deranjamentele şi a menţinut temperaturi corespunzătoare în agregatele de condensare, evitîndu-se în special condensarea apei în degudronatorul (*j*).

Cele arătate ilustrează că instalaţia Lurgi este un complex în care există o corelaţie a

*) Specificaţiile din paranteze se referă la punctele instalaţiei conform fig. 2.

diferitelor părţi şi, de aceea, orice reglare în funcţionare trebuie să aibă în vedere întreg ansamblul.

Temperatura ridicată la răcitorul final (54°C), deşi insuficientă pentru o condensare completă a gudronului uşor, a fost obligatorie şi s-a reglat prin menţinerea unui debit redus de apă la răcitor; în caz contrar, s-ar fi produs o blocare a spaţiului dintre ţevi cu gudronul parafinos, cu punct ridicat de congelare.

În tabela 3 redăm debitele de aer şi gaz la focare şi cuptor în timpul încercării, raportate la o tonă şarjă.

Tabela 3

Specificaţie		Nm³/t şarjă
Focarul de la uscare	Gaz Aer	166,6 162,4
Focarul de la semicocsificare	Gaz Aer	216,3 270,0
Total gaz răcit şi epurat		1381,6
Gaz de răcire la cuptor		742,5
Gaz surplus		256,2

Se menţionează că debitele de gaz şi aer la focare s-au stabilit în sensul menţinerii unei atmosfere reducătoare în cuptor, preferîndu-se a se merge pe exces de gaz, pentru a avea garanţia evitării formării unui mediu oxidant care ar fi provocat alterarea cărbunelui şi falsificarea indicilor. O parte din gazul introdus la focare rămînînd nears, urmează că debitele de gaz la focare din tabela 3 nu pot fi luate în considerare la calculul consumului de căldură. Consumul de căldură poate fi însă calculat aproximativ din debitele de aer consumate la combustie (care indică consumul real de gaz), pe baza regulii destul de exacte — că 1 m³ aer serveşte la arderea unei cantităţi de gaz corespunzătoare la 1000 kcal. Pe această bază, consumul de căldură la uscarea şi semicocsificarea lignitului de Schitu-Goleşti s-a determinat ca fiind egal cu cca. 430—440 kcal/kg şarjă, valoare redusă, explicabilă prin pierderile termice mici din cauza debitului mare de şarjă (în cuptorul industrial, după cum s-a arătat, valorile bilanţului termic vor fi şi mai favorabile).

Cantitatea de gaz de răcire a fost relativ scăzută, deoarece din cauza randamentului scăzut de semicocs, la răcire a rămas material relativ puţin (40,3% faţă de şarjă).

În condiţiile specificate mai sus, în tot timpul semicocsificării lignitului de Schitu-Goleşti, funcţionarea instalaţiei Lurgi *a fost perfect normală:* nu s-au constatat deranjamente sau perturbări, nu au existat înfundări ale canalelor sau ventilatoarelor cu praf, circulaţia gazelor nu a fost împiedicată prin mărunţirea şarjei. O dovadă a funcţionării normale a instalaţiei o constituie presiunile constante şi reduse ce au existat în cuptor, arătînd că circulaţia gazelor nu a fost stînjenită:

— presiunea gazului de răcire 90—110 mm col. apă;
— presiunea gazului agent de semicocsificare 20 mm col. apă;
— presiunea gazelor la ieşirea din cuptor 15 mm col. apă.

Semicocsul produs (cu 5,7% materii volatile) în bucăţi şi granule a păstrat aspectul xilitic al lignitului, semănînd oarecum cu mangalul, avînd însă luciu (fig. 3 — dimensiunea bucăţii maxime cca. 50 mm).

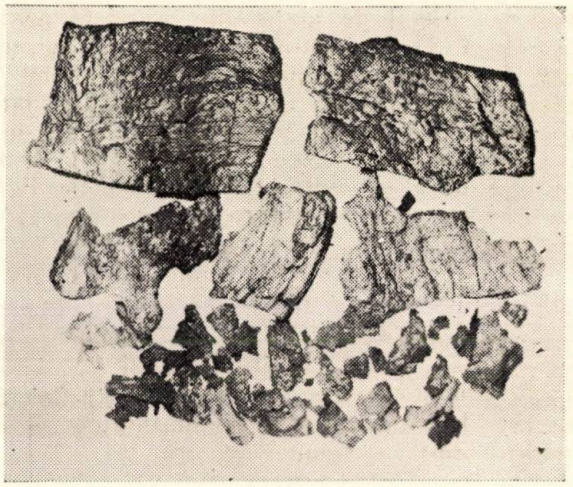


Fig. 3. Semicocs Schitu-Goleşti din cuptorul Lurgi.

Analiza granulometrică a semicocsului este următoarea:

0—10 mm 51,7%
10—20 mm 32,4%
> 20 mm 15,9%

Aceste date indică o degradare granulometrică destul de pronunţată. Pentru exprimarea cifrică a mărunţirii în timpul semicocsificării se utilizează aşa-numitul indice de degradare granulometrică (D_s). În fig. 4 sînt reprezentate grafic: curba granulometrică a cărbunelui înfurnat — linia continuă — şi curba granulometrică a semicocsului — linia punctată.

Suprafaţa cuprinsă între curba semicocsului şi axe este notată cu p (zona haşurată), iar cea dintre curba cărbunelui şi axe — cu P. Indicele de degradare se calculează din formula:

$$D_s = \frac{P - p}{P} 100.$$

El este deci raportul dintre suprafaţa cuprinsă între cele două curbe şi suprafaţa delimitată de axe şi curba cărbunelui, fiind exprimat în procente (este raportarea la sută a diferenţei dintre granulometria iniţială şi cea finală).

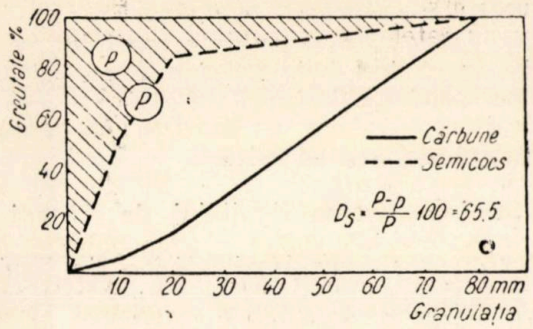


Fig. 4. Degradarea granulometrică a lignitului de Schitu-Goleşti.

In încercarea efectuată, D_s are valoarea de 65,5 — destul de mare, dar normală pentru un lignit. Trebuie totuşi remarcat că degradarea granulometrică, deşi mare, nu a dus la blocări ale cuvei sau la împiedicarea circulaţiei gazelor. Examinarea probelor de lignit după uscare (scoase din zona de trecere) a arătat că exfolierea şi contracţia bucăţilor de lignit se produce încă la uscare, ceea ce era şi de aşteptat.

S-au stabilit şi randamentele în semicocs şi subproduse chimice la semicocsificarea lignitului de Schitu-Goleşti în cuptor Lurgi — raportate la 1 t şarjă — prezentate în fig. 5; valorile sînt orientative, în special la gudron, deoarece durata perioadei de măsurători a fost relativ scurtă — numai 24 ore.

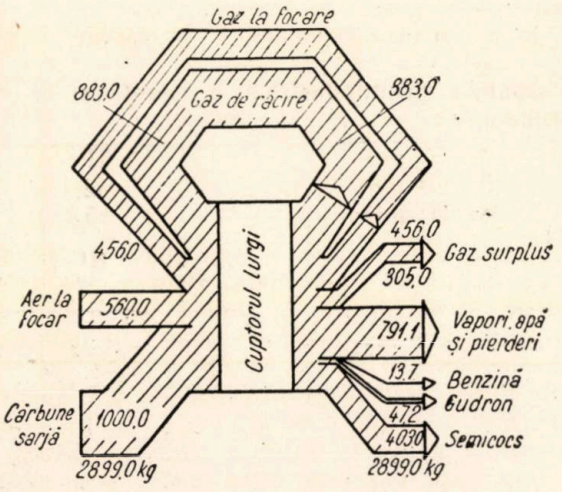


Fig. 5. Bilanţul de materiale al semicocsificării lignitului de Schitu-Goleşti.

După cum rezultă din bilanţ, randamentul de semicocs este de 40,3%, cel de gudron total 4,72%, iar cel de benzină şi gazolină 1,37%. De la semicocsificare rezultă 456 kg gaz surplus pe tona de şarjă*), respectiv 256,2 Nm^3 cu o putere calorifică de 1106 kcal/Nm^3; aceasta reprezintă un exces de căldură de aproape 300 000 kcal/t şarjă, deci bilanţul termic este pozitiv. Restul gazului este reciclat în sistem, ca gaz de răcire şi gaz la focare.

Prezentăm în continuare unele date privind caracteristicile produselor obţinute.

Semicocsul are caracteristicile din tabela 4. Datele arată că s-a obţinut un semicocs puternic degazat, cu numai 5,7% volatile; cu

Tabela 4

Umiditate totală (ads. din aer)		%	4,0
Cenuşă la semicocs uscat		%	16,3
Materii volatile la semicocs uscat		%	5,7
Putere calorifică superioară		kcal/kg	6393
Punct de aprindere		°C	243,5
Gudron rezidual			urme
Analiza elementară (la masa combustibilă)	C	%	93,60
	H	%	2,08
	N	%	1,52
	S	%	2,04
	O_2 (difer)	%	0,76

toate acestea reactivitatea lui este destul de ridicată (243,5°C punct de aprindere). O menţiune specială trebuie făcută asupra cenuşii: deşi cenuşa lignitului a fost de 12,4%, cenuşa semicocsului este de numai 16,3% şi nu de cca. 30% cît ar fi trebuit să fie, ţinînd cont de randamentul în semicocs. Acest fenomen de „dispariţie" a cenuşii este în general totdeauna observat în cazul uscării, semicocsificării sau cocsificării lignitului, nefiind încă bine lămurit. In orice caz, o parte din cenuşă se pierde în atmosferă cu gazele evacuate la coş, iar o parte este antrenată de gazele de la semicocsificare, regăsindu-se parţial în gudronul greu, oprit pe conducta de ieşire a gazelor şi în desprăfuitor.

Semicocsul de lignit Schitu-Goleşti se prezintă deci ca un material excelent pentru obţinerea de brichete, atît prin puterea calorifică mare, cît şi prin conţinutul redus de cenuşă, volatile scăzute, reactiv. In plus, friabilitatea lui este mult mai mare decît a lignitului, ceea ce simplifică problema măcinării lui. Astfel, „indicele de rezistenţă mecanică", calculat grafic pe baza determinării granulaţiei înainte şi după tratare în toba Micum, este de numai 26,3% la semicocs faţă de 66,4% la lignit.

*) Cele 465 kg de gaz surplus nu pot fi calculate în procente faţă de şarjă, gazul fiind diluat cu gazele arse de la focar; de asemenea, nu se pot raporta la şarjă cele 791,1 kg, reprezentînd vapori şi gaze de la uscare evacuate la coş, apă pirogenetică şi pierderi.

Gazul produs a avut compoziția și însușirile următoare:

$CO_2 + H_2S$	— 17,2%	H_2	— 14,6%
C_nH_m	— 0,4%	N_2	— 53,0%
O_2	— —	Benzină	— 6,74 g/m³
CO	— 10.8%	Gazolină	— 3,19 g/m³
CH_4 + hom	— 4,0%		

Puterea calorifică inferioară (calculată) — 1106 kcal/Nm³.

Este deci un gaz cu putere calorifică redusă (fapt explicat prin condițiile speciale de lucru ale cuptorului pilot).

Smoala este constituită din depunerile de gudron greu cu praf în conducta de ieșire a gazelor din cuptor și în desprăfuitor; ea reprezintă cca. 0,18%, față de șarjă și conține cca. 30% insolubile în benzen.

Gudronul produs este constituit, după cum s-a arătat, din două fracții. Caracteristicile și proprietățile „gudronului" și „uleiului" din aceste încercări nu sînt valori specifice absolute, fiind determinate de construcția și condițiile de lucru în instalația pilot; absolute sînt însă caracteristicile amestecului de fracții, ale gudronului total. Analiza amestecului este prezentată în tabela 5; proporția de amestecare a fracțiilor, stabilită pe baza cantităților obținute la condensare, a fost de 65,2% „fracție de gudron" și 34,8% „fracție uleioasă".

Tabela 5

Densitate (20° C)		1,048
Viscozitate (75°)	°E	1,92
Punct de aprindere	°C	124
Putere calorifică superioară	kcal/kg	7666
Umiditate	%	10,0
Componenți acizi (la anh.)	%	55,7
Parafină	%	6,9
Asfalt (la anh.)	%	10,2
Sulf (la anh.)	%	1,08
Smoală (K. S. 70° C)	%	35,5
Reziduuri de cocs	%	12,2
Insol. în benzen (la anh.)	%	0,17
Cenușă (la anh.)	%	0,16

Graficul din fig. 6 prezintă curbele de distilare (prin metoda Krämer-Spilker) ale fracțiilor și amestecului.

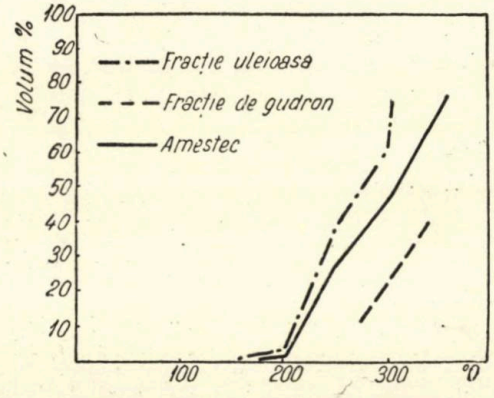


Fig. 6. Curbe de distilare ale gudronului.

Gudronul obținut se caracterizează prin conținutul ridicat de componenți acizi și un conținut mediu de parafină.

Apa de semicocsificare rezultată de la cuptorul Lurgi este practic numai apă pirogenetică, majoritatea umidității cărbunelui eliminîndu-se la uscare.

Din datele și observațiile prezentate, rezultă deci clar că instalația Lurgi este perfect aptă pentru semicocsificarea lignitului de Schitu-Goleşti, obținîndu-se un semicocs de calitate pentru producerea de brichete cu liant.

Semicocsificarea lignitului de Căpeni

După cum s-a menționat mai înainte, lignitul de Căpeni are un aspect accentuat pămîntos, amorf; sînt de remarcat intercalațiile de fosile calcaroase în straturi paralele și dese în masa cărbunelui. S-a lucrat cu un cărbune — blocuri alese de granulație 20—300 mm — care pentru semicocsificare a trebuit sfărîmat și ciuruit, ceea ce a dus la pierderea unei cantități mari; de aceea, nu s-au putut determina indicii cantitativi (debite, randamente) ai funcționării cuptorului Lurgi pe lignit de Căpeni, cărbunele rămas fiind insuficient.

Caracteristicile lignitului înfurnat sînt date în tabela 6.

Tabela 6

Analiza tehnică	Umiditate totală	%	27,1
	Cenușă la cărbune uscat	%	34,5
	Materii volatile la cărbune uscat	%	35,6
Analiza de semicocsificare (la cărbune uscat)	Apă pirogenetică	%	5,0
	Gudron	%	7,2
	Semicocs	%	72,6
	Gaze și pierderi	%	15,2
	Gaze	Nm/t³	54,0
	Materii volatile în semicocs	%	12,1
Analiza elementară (la masa combustibilă)	C	%	70,50
	H	%	5,19
	N	%	1,89
	S	%	3,90
	O_2 (difer.)	%	18,52
Putere calorifică superioară,		kcal/kg	3145
Granulația	0—10 mm	%	7,0
	10—20 mm	%	12,2
	>20 mm	%	80,8

Prin conținutul ridicat de cenușă, umiditate și sulf, prin puterea calorifică redusă și prin conținutul scăzut de C, lignitul de Căpeni se caracterizează drept un cărbune inferior.

Tabela 7 prezintă condiţiile de funcţionare (temperaturi) ale cuptorului în timpul semicocsificării lignitului de Căpeni.

Umiditatea ridicată a lignitului a impus menţinerea unor temperaturi mari la uscare; chiar şi aşa uscarea a fost insuficientă, materialul intrînd la semicocsificare cu peste 10% umiditate, ceea ce a provocat coborîrea temperaturilor în instalaţia de condensare a gazului.

Tabela 7

Gaze la coş,	°C	82
Agent de uscare,	°C	200
Gaze recirculate la uscare,	°C	93
Agent de semicocsificare,	°C	600
Gaz de răcire încălzit prin semicocs,	°C	457
Ieşire gaze de la semicocsificare,	°C	161
Desprăfuitor,	°C	141
Degudronator,	°C	132
Intrare răcitor tubular,	°C	120
Gaz răcit şi epurat,	°C	57

Gazul obţinut fiind foarte diluat cu CO_2, pentru menţinerea arderii la focare a fost necesar aport de gaz bogat din afară. Presiunile în cuptor au fost mai ridicate (dar nu excesive) decît în cazul lignitului de Schitu-Goleşti, denotînd o mai puternică mărunţire a şarjei:

— presiunea gazului de răcire 195 mm col. apă
— pres. agent. de semicocsif. 65 mm col. apă

Tabela 8

Umiditate totală (ads. din aer)		%	4,7
Cenuşă la semicocs uscat		%	29 8
Materii volatile la semicocs uscat		%	8,0
Putere calorifică superioară		kcal/kg	5393
Punct de aprindere		°C	194
Gudron rezidual			urme
Analiza elementară (la masa combustibilă) *)	C	%	91,80
	H	%	2,07
	N	%	1,27
	S	%	4,78
	O_2 (difer.) *)	%	0,08
Granulaţia	0—10 mm	%	88,1
	10—20 mm	%	9,7
	>20 mm	%	2,2

S-au constatat perturbări în funcţionarea dispozitivului de defurnare a semicocsului: semicocsul mărunt a fost presat de descărcător în peretele cuptorului, formînd un dop care a blocat descărcătorul. Aceasta a dus la necesitatea opririi cuptorului pentru deblocare; accidente de acest fel nu sînt posibile la cuptorul Lurgi industrial, unde nu există spaţii înguste la partea de defurnare.

Un fenomen interesant la semicocsificarea lignitului de Căpeni, neconstatat pentru cărbunele de Schitu-Goleşti, a fost faptul că *semicocsul mirosea puternic a amoniac,* deşi temperatura de carbonizare a fost scăzută (600°C). S-a încercat explicarea formării amoniacului prin faptul că lignitul, fiind un permutit, ar conţine săruri de amoniu, ceea ce e foarte puţin probabil şi a fost infirmat de lipsa degajării de NH_3 la tratarea cu hidroxid. Mai plauzibilă ar fi explicarea apariţiei NH_3 la temperaturi joase, prin acţiunea catalitică a cenuşii lignitului.

Tabela 8 redă caracteristicile semicocsului de Căpeni.

Semicocsul a fost foarte reactiv, cu un conţinut de cenuşă inexplicabil de scăzut. Degradarea granulometrică a fost foarte puternică, semicocsul apărînd în foiţe subţiri (fig. 7).

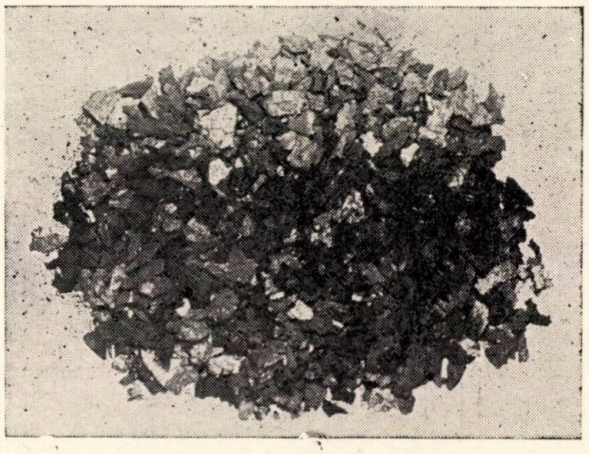


Fig. 7. Semicocs de Căpeni.

Indicele de degradare granulometrică (83,7) este dat în graficul din fig. 8.

Cu toate dificultăţile ce au existat la încercarea efectuată în cuptorul pilot (blocări, degradare granulometrică), trebuie considerat că semicocsificarea lignitului de Căpeni, în cuptorul Lurgi, *este posibilă.* Degradarea granulometrică nu va împiedica circulaţia gazelor şi

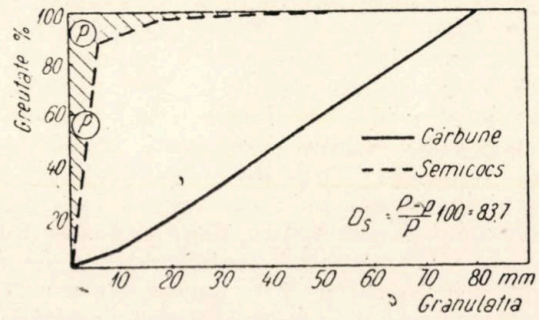


Fig. 8. Degradarea granulometrică a lignitului de Căpeni.

funcţionarea cuptorului; este de aşteptat o frecvenţă mai mare a opririlor pentru curăţirea de praf a instalaţiei. Se menţionează că la combinatul „Otto Grotewohl" din R.D.G. a

*) Conţinutul ridicat de cenuşă din semicocs deformează parţial rezultatele analizei elementare.

fost făcută o modificare a cuptoarelor Lurgi în vederea producerii de semicocs mărunt [15] : s-au eliminat ventilatoarele zonei de semicocsificare, ceea ce micşorează posibilităţile de prăfuire şi înfundare, deci măreşte durata de funcţionare între două opriri pentru curăţire, aproape la dublu.

Rentabilitatea semicocsificării lignitilor în R. P. R.

Înainte de a trece la examinarea problemei economicităţii semicocsificării lignitilor în ţara noastră, vor fi prezentate unele indicaţii ale literaturii asupra rentabilităţii semicocsificării cărbunilor, în special a celor bruni. În Germania, de pildă, unde semicocsificarea este baza producerii de combustibili sintetici lichizi, iar semicocsul are o importanţă secundară, se supun semicocsificării numai cărbunii care dau randamente mari în gudron şi sînt relativ săraci în cenuşă. Tabela 9 prezintă definirea utilizărilor cărbunilor bruni în funcţie de caracteristicile lor [16].

Deci, condiţiile impuse cărbunilor de semicocsificare sînt destul de aspre. În general, aici rentabilitatea semicocsificării este suportată de gudron, celelalte produse fiind secundare şi cu utilizări puţin calificate (semicocsul, gazul). Pentru viitor se pune însă problema ridicării calităţii semicocsului şi gazului, pentru a face mai rentabilă semicocsificarea. Se preconizează introducerea în cuptoare Lurgi a brichetelor speciale rezistente (din cărbune de granulaţie fină sau foarte fină), pentru a ridica productivitatea cuptorului la 600 tone şarjă zilnică şi a produce un semicocs de calitate şi în bucăţi. De asemenea, se studiază şi se indică a fi necesar ca noile cuptoare Lurgi să producă gaz bogat pentru reţeaua de distanţă, prin folosirea de recuperatoare sau regeneratoare care să evite diluarea gazului de semicocsificare cu gaze arse. În acest fel este privită problema rentabilităţii semicocsificării în R.D.G. : obţinerea de produse de calitate care toate împreună să suporte rentabilitatea procesului. La brichetarea semicocsului cu liant s-a renunţat categoric de multă vreme [1, 7, 8].

Şi în R.P. Polonă, produsul principal al semicocsificării cărbunilor bruni este gudronul, menţionîndu-se că, chiar la randamente mai mici de gudron (dar peste 6% la cărbune brut) şi la o calitate îmbunătăţită a semicocsului, importanţa primordială, în ceea ce priveşte rentabilitatea, o are gudronul [7].

Semicocsificarea lignitilor, din cauza calităţii proaste a gudronului şi a corosivităţii lui, este considerată ca fiind contraindicată, chiar în cazul folosirii la semicocsificare a lignitului bucăţi fleissnerizat [10].

De altfel, în Polonia, mulţi cercetători apreciază în mod cu totul negativ chiar semicocsificarea huilelor, arătînd pe baza preţurilor internaţionale nerentabilitatea procesului [18], deşi produsele semicocsificării ar avea toate utilizări calificate. Fapt cert este că cea mai mare uzină de semicocsificare din Polonia, cu cuptoare Lurgi (de la Oswiecim — Auschwitz), a fost oprită din cauza nerentabilităţii [10] izvorîte în primul rînd din deficitul provocat de preţul de vînzare scăzut al semicocsului (84—96% din preţul cărbunelui*).

Tabela 9

FELUL CĂRBUNELUI	Cenuşă %	Gudron %	Sulf %
	raportate la anhidru		
Cărbune pentru brichetare	<15	<12	>1,2
Cărbune pentru semicocsificare I	<20	>12	
Cărbune pentru semicocsificare II	<30	>12	
Cărbune pentru cocsificare	<10	—	<1,2
Cărbune de focar I	>15	<12	
Cărbune de focar II	>20	12—18	
Cărbune de focar III	>30	>18	

Pentru a discuta problema rentabilităţii semicocsificării lignitilor în ţara noastră, trebuie ţinut cont de următoarele:

Lignitii romîneşti se caracterizează prin conţinutul ridicat de umiditate (20—40%), prin cenuşă ridicată (15—40%), randament redus de gudron (5—10%) de calitate slabă, sulf mult (1,5—3,5%). Semicocsul, produsul ce se obţine în cantitatea cea mai mare (40—50%), nu poate avea utilizări tehnologice calificate din cauza însuşirilor sale. El poate avea numai întrebuinţări energetice, sub formă de brichete cu smoală.

Gazul de semicocsificarea lignitilor, cu o putere calorifică scăzută — cca. 1500 kcal/Nm³ —, nu este un combustibil nobil.

Gudroanele, în condiţiile ţării noastre, au o valoare redusă, neputînd fi raţional valori-

*) Şi în ţara noastră, considerăm că politica de preţuri în cazul semicocsului de cărbuni Petrila nu este raţională şi folositoare (preţul comercial al semicocsului este mai scăzut decît al cărbunelui, deşi preţul lui de cost reprezintă 250% faţă de preţul comercial al cărbunelui).

ficate prin prelucrare la parafină, benzină, uleiuri combustibile, date fiind rezervele mari de țiței, ale cărui derivate sînt mult mai ieftine. Chiar fenolii și crezolii ce s-ar obține ar avea — din punct de vedere al producerii de mase plastice — o valoare îndoielnică **).

Deci, toată rentabilitatea procesului ar trebui susținută de semicocs, care ar avea în aceste condiții un preț de cost ridicat. În plus, valorificarea numai a semicocsului ar atrage un bilanț termic negativ al procesului, deoarece arderea semicocsului obținut dintr-o tonă de lignit ar degaja o cantitate de căldură mai mică decît cea din arderea lignitului brut (semicocsul reprezintă numai 40—50% ca randament de producție și ridicarea puterii calorifice nu compensează pierderea).

Comparînd deci factorii ce pledează în favoarea și împotriva semicocsificării ligniților, obținem următoarea imagine:

In favoarea semicocsificării	*Împotriva semicocsificării*
1. Brichetele de semicocs de lignit au o putere calorifică superioară brichetelor de lignit uscat (cca. 7000 față de cca. 6000 kcal/kg).	1. Căldura de ardere degajată de o tonă brichete de lignit crud (100%) este mai mare decît cea obținută din cantitatea de brichete de semicocs produsă din semicocsificarea unei tone de lignit (50—60%).
2. Brichetele de semicocs ard fără fum.	2. Brichetele de semicocs au un conținut ridicat de cenușă (cu cel puțin 20% mai mare decît cenușa brichetelor de lignit crud).
3. Rezultă gudroane și smoală (ultima se utilizează chiar la brichetare).	3. Gudroanele nu pot fi rațional valorificate, iar smoala rezultată nu reprezintă un plus, deoarece este consumată integral prin sporirea necesarului de liant la brichetarea semicocsului.
4. —	4. Semicocsul este practic singurul produs al semicocsificării care trebuie să acopere prețul cărbunelui și al procesului de fabricație, deci ar avea un preț de cost foarte ridicat.
5. —	5. Cuptorul Lurgi lucrează cu randament redus și în condiții înrăutățite de funcționare, din cauza umidității ridicate a lignitului și a conținutului său mare de cenușă.

**) Se menționează de altfel că în prezent nu sînt valorificate nici gudroanele de la semicocsificarea cărbunelui de Petrila.

Ținînd cont de cele prezentate cu privire la problemele semicocsificării în Germania și Polonia ca și de discutarea avantajelor și dezavantajelor semicocsificării, rezultă clar că în condițiile țării noastre, cel puțin pentru moment, semicocsificarea ligniților nu are bază economică.

Deci, problema combustibilului casnic nu poate fi rezolvată prin brichetarea semicocsului de lignit, ci a lignitului crud uscat.

Concluzii

Încercările de semicocsificare efectuate au arătat că instalația Lurgi este aptă pentru semicocsificarea ligniților. Mărunțirea materialului în timpul carbonizării nu este de natură a provoca tulburări de seamă în funcționarea cuptorului — mai ales în cazul instalației industriale.

Dar, semicocsificarea ligniților romînești, deși valabilă tehnic, nu are valabilitate economică (indiferent de cuptor) din cauza calității inferioare a ligniților, a condițiilor neraționale în care ar fi pus să lucreze cuptorul și din cauza valorii reduse a gudroanelor de semicocsificare.

Cel puțin pînă la rezolvarea problemei descenușării ligniților — ceea ce ar permite obținerea unui semicocs de calitate utilizabil și în scopuri tehnologice — și pînă la găsirea unor metode și căi de valorificare a gudroanelor — ceea ce ar scădea prețul de cost al semicocsului — problema semicocsificării ligniților nu se poate pune în țara noastră.

Bibliografie

[1] *Thau A.:* Brennstoffschwelung, Bd. I, Halle/Saale, 1949.

[2] *Dănăilă N.* și *Blum I.:* Sur l'utilisation rationelle des lignites roumains, Cercetări Științifice, vol. I, pag. 2, București, 1939.

[3] *Blum I.:* Essais sur le briquetage du coke primaire, ibidem.

[4] *Blum I.* și *Lubenescu D.:* Ameliorarea, brichetarea, semicocsificarea și cocsificarea cărbunilor, Manualul inginerului de mine, vol. VI, București, 1956.

[5] *Ștefănescu I.:* Semicocsificarea cărbunilor de Petrila în cuptor Lurgi, Metalurgia și Construcția de Mașini, nr. 12/1956.

[6] *Ștefănescu I.:* Semicocsificarea ligniților și a cărbunilor de Petrila în cuptor Lurgi, Raport de încercări, 1955 (nepublicat).

[7] *Kowalski I.:* Wytlewanie paliw stalych (Semicocsificarea combustibililor solizi), Katowice, 1952.

[8] *Lissner A.* și *Thau A.:* Die Chemie der Braunkohle, Bd. II Halle/Saale, 1953.

[9] * * *: Poradnik Koksochemika, vol. II, pag. 2, Katowice, 1952.
[10] *Roga B., Zielinski H.:* In Zagadnienia chemicznej przerobki wegla (Problemele prelucrării chimice a cărbunelui), pag. 101—126, Varşovia, 1955.
[11] *Agroskin A. A.:* Himiceskaia tehnologhia uglia, Moscova, 1954.
[12] *Sişakov:* Osnovî proizvodstva goriucih gazov, Moscova, 1948.
[13] *Bărbu I.:* Unele aspecte privind problema combustibilului casnic, Revista Minelor, nr. 7/1954.
[14] *Roga B., Wnekowka L.* şi *Ihn A.:* Chemia wegla (Chimia cărbunelui), Varşovia, 1955.
[15] *Ştefănescu I.:* Semicocsificarea şi cocsificarea cărbunilor bruni în R.D. Germană, Raport 1956 (nepublicat).
[16] *Bilkenroth G.* şi *Rammler E.:* Entwicklungsfragen der Braunkohlenverarbeitung, Freiberger Forschungshefte, A 33/1955.
[17] *Hermanowski H.:* Czy wytlewanie wegla kamiennego jest rentowne (Semicocsificarea huilei este rentabilă?), Chemik, nr. 12/1956.
[18] *Szpilewicz A.:* Przemysl Chemiczny, nr. 6/1956.

Aplicaţiile practice ale petrografiei cărbunilor

Ing. **N. M. Ionescu**

Numai cu cîteva decenii în urmă, prin noţiunea de cercetări în domeniul cărbunilor nu se înţelegea decît cercetări executate exclusiv pe cale chimică. Cărbunele era considerat ca un material omogen atît din punct de vedere chimic cît şi fizic, iar determinarea de bază pentru cunoaşterea lui consta în special în analiză elementară.

Ulterior, o dată cu dezvoltarea cercetărilor în cărbune, s-a ajuns să se facă o distincţie netă între „chimia cărbunelui" şi „fizica cărbunelui", aceasta din urmă cuprinzînd toate procesele fizice de cercetare, din care cele mai importante sînt cele optice — adică petrografia cărbunelui — cărora în prezent li se alătură, fără să le egaleze, procedeele roentgenografice.

O dată cu stabilirea existenţei în cărbune a componenţilor petrografici de bază, s-a stabilit şi diferenţa ce există între ei din punct de vedere al compoziţiei lor chimice. Prin urmare, compoziţia chimică a unui cărbune va depinde în primul rînd de proporţia în care acesta conţine componenţii petrografici respectivi.

Cercetarea structurii acestor componenţi nu se poate face decît cu ajutorul microscopului, formînd obiectul petrografiei cărbunilor.

La început, dezvoltarea acestei discipline a fost stînjenită de greutăţile ivite la obţinerea preparatelor necesare studiului. Într-adevăr secţiunile subţiri, pe lîngă că se prepară relativ greu, prezintă şi neajunsul de a oferi o suprafaţă mică de cercetare (cca. 4 cm²), studiul lor limitîndu-se numai la cărbunii bruni şi huilele tinere (pînă la cca. 82% C). Pentru huilele grase şi de cocs, studiul în secţiuni subţiri devine problematic iar huilele slabe degresante, huilele antracitoase, antracitul, cocsul, semicocsul, etc. nu pot fi studiate în acest fel la microscop, întrucît rămîn netransparente datorită conţinutului lor ridicat de carbon, oricît de subţire ar fi secţiunea lor.

Din acest punct de vedere, studiul la microscop cu ajutorul suprafeţelor lustruite (ca la metalografie) permite, pe lîngă obţinerea uşoară şi rapidă a preparatelor cu suprafaţă mare *) (pînă la 40 cm²), cercetarea tuturor tipurilor de cărbune, indiferent de gradul lor de încarbonizare.

În prezent, studiul microscopic al cărbunilor se face aproape exclusiv pe suprafeţe lustruite.

Faţă de importanţa acestor cercetări, în toate ţările cu o industrie carboniferă mai dezvoltată s-au executat nenumărate lucrări privind petrografia cărbunilor şi a cocsurilor, această disciplină ajungînd în decurs de numai 30 de ani la o dezvoltare nebănuită.

Cu toate acestea, chiar în cercurile de specialişti în domeniul extragerii şi prelucrării cărbunilor, persistă încă părerea că petrografia cărbunilor nu are alt merit decît să confirme pe cale de microscopie ceea ce se cunoaştea dinainte din practica industrială şi din cercetarea chimică a cărbunelui, fără să fi adus o contribuţie însemnată la propăşirea ştiinţei şi practicii carbonifere.

Din această cauză, obiectivul principal al articolului de faţă este să precizeze domeniile în care poate fi aplicată petrografia cărbunilor şi mai ales să scoată în evidenţă foloasele ce rezultă de pe urma aplicării ei în practică. Totodată, însă, nu trebuie exagerate avantajele ce le poate aduce petrografia cărbunilor practicii industriale sau cercetărilor de laborator. Păstrînd cuvenita proporţie se poate spune că petrografia joacă sau va ajunge să joace acelaşi rol important pe care-l are microscopia în metalurgie şi în mineralogie.

În cele ce urmează se va încerca să se scoată în evidenţă corelaţia ce există între petrografia cărbunelui şi geologie, chimie, prelucrarea cărbunilor, precum şi securitatea în mină din punctul de vedere al exploziilor prafului de cărbune, de gaz metan şi al autoaprinderii cărbunilor în subteran.

Pentru o mai uşoară înţelegere socotim că este necesar să se descrie pe scurt alcătuirea cărbunilor din punct de vedere petrografic.

Marea majoritate a cărbunilor nu sînt omogeni ca structură, ci formează un complex din mai mulţi componenţi, care se deosebesc între ei prin aspect (luciu), însuşiri fizice şi mai ales prin microstructură.

În cărbuni nu se deosebesc macroscopic decît patru asemenea componenţi, şi anume: doi componenţi lucioşi şi doi componenţi maţi.

Componenţii lucioşi sînt:
— Vitrit (vitrain — Glanzkohle — anthraxylon — houille brillante).
— Clarit (clarain — Clarit — anthraxylon — houille semibrillante).

Componenţii maţi sînt:
— Durit (durain — Mattkohle — attritus — houille mate).
— Fuzit (fusain — Faserkohle — charcoal).

Aceşti componenţi apar de obicei dispuşi în cărbune în benzi de diferite grosimi; un asemenea cărbune neomogen alcătuit din cel puţin doi componenţi se nu-

*) La ICEMIN-Bucureşti pregătirea unei suprafeţe lustruite de cca. 30—40 cm² durează numai 40—45 minute.

Fig. 1. Bandă de vitrit fără structură (collinit), limitată de o masă de bază vitritică, cu incluziuni de pirită.
(După ing. I. Nițulescu CEMIN) (60 × suprafață lustruită).

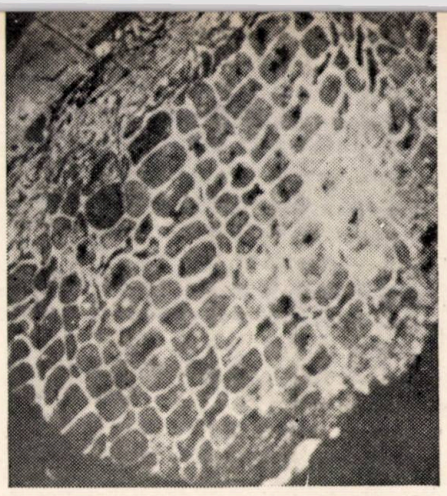


Fig. 2. Vitrit cu structură (telinit), cu pereții celulelor bine conservați. Celulele sînt umplute cu substanță minerală.
(După Dr. R. Noel) (250×imersie în ulei).

Fig. 3. Clarit cu macro și microspori.
(După E. Stach) (140×).

meşte „cărbune în benzi" (banded coal — Streifenkohle — charbon zoné — polosciattii ugol).

Componenții de mai sus, cercetați la microscop, pot apare ca omogeni, adică alcătuiți dintr-o substanță unitară (vitrit sau fuzit) și neomogeni, alcătuiți fiind din așa-numitele „elemente de constituție".

Ca elemente de constituție se consideră: vitrinitul, micrinitul, semifuzinitul, sclerotinitul, fuzinitul, care alcătuiesc masa de bază a componenților. Exinitul, rezinitul, alcătuiesc incluziuni în masa de bază.

Aceste elemente de constituție alcătuiesc deci componenții petrografici: vitrit, clarit, durit și fuzit, care se deosebesc între ei atît prin masa lor de bază, cît și prin incluziunile respective.

a) **Vitritul** este componentul care apare cel mai des în cărbune, alcătuind de obicei mai mult ca 50% din compoziția stratului. Vitritul este alcătuit aproape exclusiv din vitrinit ca masă de bază (transparentă în secțiune subțire) și chiar dacă uneori conține rășini (rezinit), este totuși considerat ca un component omogen. Vitritul este în general lipsit de structură, suprafața lui lucioasă fiind traversată numai de o serie de fisuri mai mult sau mai puțin adînci. Această varietate de vitrit se numește collint (fig. 1).

O altă varietate de vitrit, în care acesta mai păstrează structura celulară a materialului genetic vegetal, în general slab, uneori însă bine conservată, se numește telinit (fig. 2).

b) **Claritul,** ca și vitritul, are ca masă de bază vitrinitul. Acest component este lucios, de asemenea transparent în secțiune subțire și conține incluziuni de exinit, adică macro și microspori, alge, cuticule, corpuri rășinoase etc., denumite pe scurt corpuri bituminoase. Deci, claritul, spre deosebire de vitrit, este un component eterogen. Dacă în masa de bază este inclus puțin exinit, claritul își menține luciul, confundîndu-se macroscopic cu vitritul. În cazul în care proporția de exinit crește, claritul pierde din luciu pînă ajunge mat și se confundă (macroscopic) cu duritul.

c) **Duritul,** ca și claritul, este un component eterogen, incluziuni variabile de exinit într-o masă de bază esențial diferită de vitrinitul claritului, fiind mată și grăunțoasă ca aspect macroscopic și opacă în secțiune subțire. În plus, masa de bază a durităului nu este omogenă ca cea a claritului, ci este alcătuită, în funcție de condițiile de formare a cărbunelui, din proporții variabile de micrinit, fuzinit, semifuzinit și sclerotinit. În funcție de proporția de exinit conținută în masa de bază a durităului, distingem durit bogat în bitumene (de obicei cocsificabil) și durit bogat în masă de bază (inertă la cocsificare).

d) **Fuzitul,** spre deosebire de clarit și durit, poate fi considerat ca un component petrografic omogen, fiind alcătuit numai dintr-o masă de bază, fără nici un fel de incluziuni de exinit sau rezinit. Componentul fuzit poate apare la microscop sub două forme și anume: ca fuzinit și ca semifuzinit. Aceste două elemente de constituție sînt asemănătoare între ele, permițînd să se distingă limpede structura celulară a materialului genetic vegetal de formare, care poate să fie bine conservat (fig. 7) sau poate să fie distrus prin efectul presiunilor în cursul formării cărbunilor, rămînînd numai fracțiuni din pereții celulelor. Un asemenea material se numește fuzit cu „structură în stea" (Bogenstruktur, structure en étoile).

Cu toată structura lor foarte asemănătoare, fuzinitul poate fi ușor deosebit la microscop de semifuzinit, datorită culorii, reliefului și puterii sale de reflexie. Fuzinitul se distinge printr-o culoare slabă-gălbuie, putere de reflexie relativ mare și un relief mai pronunțat, pe cînd semifuzinitul ocupă din acest punct de vedere un loc intermediar între fuzinit și vitrinit, din care cauză era considerat la început ca o fază de tranziție între aceste două elemente de constituție.

Importanța cercetărilor petrografice pentru geologia cărbunilor

Despre formarea cărbunilor

Cercetarea cărbunilor în general are ca scop să precizeze înainte de toate legătura care există între proprietățile lor fizice și chimice, natura și structura respectivă, în comparație cu însușirile lor industriale. Răspunsul la această problemă nu poate fi dat decît de către chimia și petrografia cărbunilor, care au arătat cu suficientă precizie o parte din transformările pe care materialul genetic le suferă în prima perioadă a formării sale (perioadă de turbifiere) și anume transformări mai mult biochimice, legate de activitatea microorganismelor și a oxigenului din aer. Altă parte a însușirilor cărbunilor ia naștere în zăcămînt, după acoperirea materialului genetic cu un strat mineral. Aceste însușiri apar datorită modificărilor materialului în cursul acestei perioade — numită de încarbonizare — sub influența presiunii și temperaturilor ridicate. Cărbunii sînt în general foarte sensibili față de agenții de încarbonizare care le imprimă caracteristici ce pot fi determinate pe cale petrografică sau fizică.

Din acest punct de vedere, se va discuta mai jos, în special, aspectul petrografic al formării cărbunilor.

— Cea mai mare parte a cărbunilor naturali fosili s-a format din material genetic vegetal și anume din celuloza și lignina respectivă. În această privință a fost emisă teoria celulozică (E. Donath), conform căreia cărbunele s-ar fi format în primul rînd din celuloză, urmată apoi de teoria ligninică (F. Fischer și H. Schrader) care susține că materialul de bază la formarea cărbunilor ar fi lignina din materialul vegetal. Nici una din aceste două teorii atît de controversate nu s-a putut impune definitiv, ani de-a rîndul, întrucît, din punct

de vedere chimic, a fost imposibil să se acorde întîietate vreuneia din ele, adepții respectivi putînd aduce tot atîtea dovezi pentru teoria lor, pe cîte argumente puteau aduce adversarii respectivi contra ei.

După multiple și amănunțite studii, s-a putut dovedi, statornicindu-se definitiv, că nu numai cărbunii bruni, ci și huilele, s-au format din floră bogată în lignină, deci aceasta din urmă a participat la formarea tuturor cărbunilor. În ceea ce privește rolul celulozei la formarea cărbunilor, acesta a fost dovedit pe baza fenomenului de dublă refracție, care, cu toate că nu corespunde în cazul de față legilor clasice ale opticii ci prezintă un caz particular, totuși, dovedește prezența celulozei în cărbuni și în special în cei din pliocen și miocen. Dubla refracție a celulozei depinde în general de indicele de refracție al lichidului de imbibație din celuloză și variază cu natura acestuia. În secțiuni subțiri executate din diferite esențe de lemn ai căror pereți sînt alcătuiți din celuloză și lignină, celuloza luminează puternic între nicoli încrucișați.

Astfel, fenomenul de dublă refracție oferă posibilitatea să se stabilească pe cale optică, dacă și anume cîtă celuloză există într-un cărbune. Mai departe, tot pe cale de microscopie s-a putut dovedi, de exemplu, în ligniți, distrugerea celulozei prin bacterii, ale căror urme au putut fi observate la grosismente mari.

Revenind la teoriile ligninei și celulozei, pe baza celor arătate, se poate trage concluzia că nici una din aceste două teorii nu are valabilitatea exclusivă și că la formarea cărbunilor au participat atît celuloza, cît și lignina, cea din urmă predominînd.

În privința formării vitritului în cărbune, pînă la lămurirea pe cale de petrografie a acestei probleme, se emiseseră o serie de teorii, dintre care două erau considerate ca cele mai valabile. Prima teorie afirmă că întrucît vitritul nu arată (macroscopic) nici un fel de structură, precum și datorită aspectului său lucios, el ar fi de origine sapropelică. A doua teorie (G. Stadnikoff) presupune că originea vitritului este identică sau cel puțin foarte asemănătoare cu a cărbunelui boghead și că drept materie primă au servit în cea mai mare parte algele.

Petrografia cărbunelui lămurește definitiv această problemă, caracterizînd vitritul, așa după cum s-a arătat.

Față de aspectul microscopic al vitritului, nu este greu de tras concluzia, de pildă din fisurile respective, că el s-a format prin depunerea dintr-un mediu coloidal lichid și că fisurile provin în urma solidifării, uscării și contracției materialului coloidal depus inițial. Vitritul cu structură celulară conservată dă indicații asupra existenței unui material vegetal nedescompus complet, cavitățile celulare fiind umplute cu masă minerală sau cu substanță coloidală humică.

— Stabilirea vîrstei cărbunilor a fost una din grelele sarcini ale geologiei. Pînă la dezvoltarea petrografiei la stadiul ei actual, stabilirea vîrstei cărbunilor se făcea numai cu ajutorul amprentelor sau a fosilizărilor din sterilul înconjurător.

În prezent, metodele geologice sînt ajutate de metodele petrografice, care permit stabilirea în linii mari a vîrstei cărbunilor. Astfel, cărbunii terțiari pot fi recunoscuți la microscop repede și relativ ușor, datorită scleroților caracteristici pentru acea perioadă de timp (fig. 8 și 9). Scleroții sînt de fapt ciuperci ajunse la o anumită conformație, în special în perioade de timp nefavorabil (secetă, ger etc.), tocmai pentru a supraviețui acestei perioade. De altfel și sporii de ciupercă sînt cunoscuți de asemenea sub numele de scleroți.

Scleroții reprezintă deci o formă de conservare a ciupercilor. În contact cu umiditatea, ele pot reveni la forma lor inițială. Scleroții sînt alcătuiți din chitină sau o altă substanță asemănătoare, din care cauză sînt foarte rezistenți față de influențele externe care provoacă metamorfoza cărbunelui. Astfel se explică aproape perfecta conservare a ciupercilor în cărbune (în cazul în care nu au fost deformate pe cale mecanică), ceea ce face posibilă identificarea perioadei geologice de formare a cărbunilor și deci stabilirea vîrstei acestora.

— Părțile tinere ale plantelor (tulpine verzi, frunzele etc.) sînt acoperite la exterior cu o epidermă, în celulele căreia porțiunea externă a membranei este de obicei îngroșată. Această porțiune a membranei îndeplinește un rol de protecție. Ea conține o substanță specifică, numită cutină, asemănătare suberinei. Porțiunea externă cutinizată a membranei se numește cuticulă. Ea învelește în strat continuu toate părțile plantei acoperite cu epidermă, ferindu-le de uscare, de pătrunderea microorganismelor și de acțiunea factorilor externi în general. Plantele expuse unor efecte externe mai pronunțate (regiuni toride) au cuticula mai îngroșată. De asemenea partea superioară a cuticulei (la frunze) supusă intemperiilor este mai groasă decît partea inferioară ferită.

Cuticula se conservă bine în cărbune, întrucît, alcătuită fiind din cutină, ea îi imprimă o mare rezistență față de alterare; aceasta este rațiunea pentru care cuticulele se regăsesc în cărbune, în care cea mai mare parte a materialului genetic a fost descompusă sau a suferit transformări fundamentale.

Celulele epidermei alăturate cuticulei pot fi de două feluri: 1) cu pereții drepți și 2) cu pereții ondulați.

Primul tip de cuticule caracterizează și predomină plantele din paleozoic, iar cel de-al doilea tip caracterizează plantele mai tinere, începînd din mezozoic.

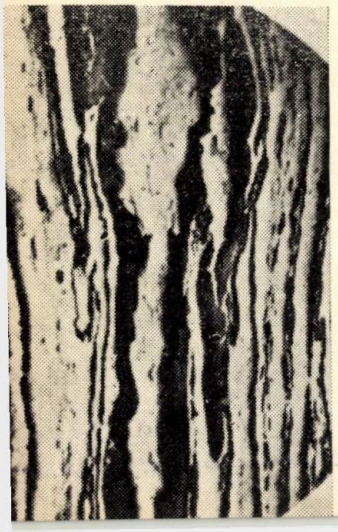
În felul acesta cuticulele pot ajunge la identificarea perioadelor în care s-a depus materialul genetic vegetal care a stat la baza formării cărbunilor.

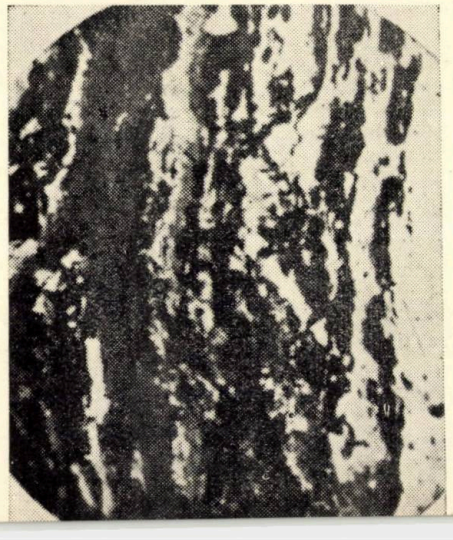
— Corpurile rășinoase din cărbune sînt de obicei de dimensiuni mici și de formă ovală, transparente în secțiune subțire și fără structură. Apar foarte des în clarit și durit. Originea lor este legată de prezența

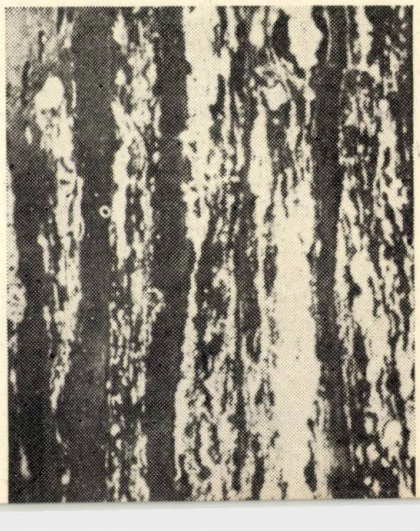
Fig. 4. Clarit cu cuticule. (După *E. Stach*) (140 ×).

Fig. 5. Duritul unei huile cu flacără lungă. (După *E. Stach*) (270 × imersie în ulei).

Fig. 6. Benzi de durit alternînd cu vitrit. (După *E. Stach*) (200 × imersie în ulei).







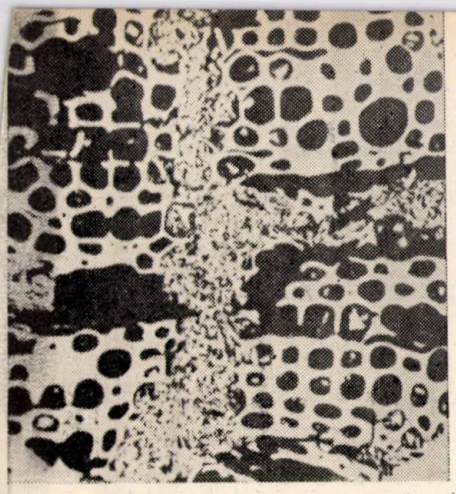


Fig. 7. Fuzit cu structură celulară bine conservată ; pereții foarte încarbonizați. Cavitățile celulare goale.
(După *E. Stach*) (250×imersie în ulei).

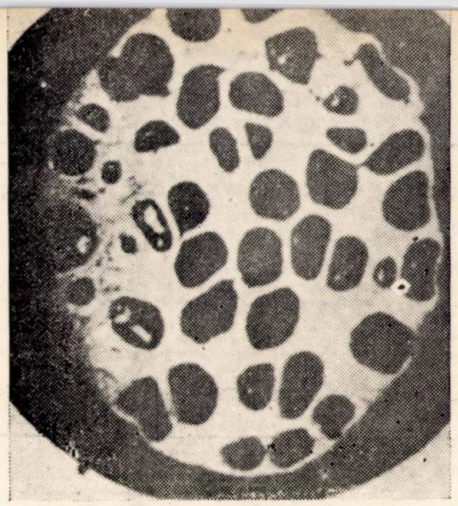


Fig. 8. Scleroțiu dintr-un cărbune brun.
(După *E. Stach*) (775×imersie în ulei).

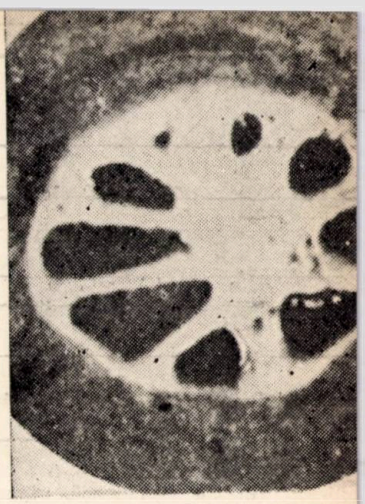


Fig. 9. Scleroțiu dintr-un cărbune brun terțiar.
(După *E. Stach*) (1550×imersie în ulei).

lor în tulpinele coniferelor care au servit ca material genetic la formarea cărbunilor.

Rășinile sînt de origine vegetală. Ele reprezintă o soluție de substanță solidă în uleiuri grase și au o consistență mai mare sau mai mică (picături de rășină). Coniferele conțin foarte multă rășină, ea fiind repartizată în cea mai mare parte în rădăcina și în partea inferioară a trunchiului. Partea de trunchi întoarsă spre sud este mai bogată în rășină decît cea întoarsă spre nord. Coniferele din țările calde sînt mai bogate în rășină decît coniferele din țările nordice.

Datorită foarte bunei conservări a rășinilor în timp, ele se regăsesc în cărbune foarte aproape de starea chimică și fizică în care se găseau în materialul genetic inițial. Starea fizică a rășinilor poate însă să fi suferit modificări în decursul timpului, datorită temperaturilor cauzate, de exemplu, de erupții vulcanice.

După felul în care apar rășinile, după gradul de conservare a granulelor de rășină și al aglomerărilor topite de rășini, se pot trage unele concluzii asupra temperaturilor la care a fost supus zăcămîntul de cărbune în decursul erelor geologice.

— Una dintre problemele privind natura cărbunilor, care a făcut obiectul unor nesfîrșite dispute între cercetători de reputație mondială, a fost stabilirea gradului de încarbonizare a cărbunilor. In prezent, prin multiple lucrări de specialitate, s-a stabilit precis perfecta continuitate ce există pe linia turbă — cărbuni bruni — huile — antraciți — grafit și că ipoteza privind formarea separată, de exemplu, a huilelor de antracit fără nici o legătură între ele, se consideră ca fiind complet înlăturată (E. Donath, A. Stahan, W. Polard, A. Duparque).

Antracitul, ca și huila, este alcătuit din benzi alternative macroscopice de cărbune lucios (vitrit) și cărbune mat (durit), ceea ce se poate pune ușor în evidență cu ajutorul luminii polarizate între nicoli încrucișați, dovedindu-se astfel o identitate de structură între cele două tipuri de cărbune, invizibilă cu ochiul liber la antraciți, datorită gradului lor înaintat de încarbonizare.

Se știe că fenomenele de încarbonizare au avut loc sub influența presiunilor și în special a temperaturilor ridicate intervenite în urma accidentelor tectonice. Astfel, se admite, în urma unor lungi experimentări, pentru cărbunii bruni o temperatură de formare mai mică de 300°C, pentru huilă de gaz 300...325°C, pentru huilă grasă cca. 360°C, pentru huilă slabă degresantă aproximativ 400°C și pentru antracit 500...550°C. Temperaturile la care s-au realizat diferitele stadii de încarbonizare au putut fi stabilite cu suficientă precizie pe cale de microscopie. Efectele termice care au provocat atigerea unui stadiu de încarbonizare — ca acela al cărbunilor bruni și al huilelor — pot fi recunoscute prin gradul de conservare a sporilor și polenului respectiv. Din studii făcute pe cale chimică s-a putut stabili că substanța sporilor (sporopolenina) suferă, prin încălzire la o temperatură mai mare ca 130°C, o transformare chimică asemuită cu depolimerizarea. Modificările de formă suferite cu această ocazie de spori au putut fi observate și la cărbunii care au suferit un metamorfism de contact. Astfel, polenul întîlnit în unii cărbuni bruni cu luciu smolos indică, prin modificările lui de formă, a fi suferit efecte de temperaturi de aproximativ 200°C.

Datorită acestor particularități ale sporilor și ale polenului din cărbunii în care au putut fi identificați, pot fi considerați drept „termometrul încarbonizării", tocmai pentru că dovedesc rolul ce-l joacă temperatura în procesul de încarbonizare a cărbunilor.

Clasificarea cărbunilor

Una din cele mai discutate probleme ivite o dată cu începutul cercetării științifice a cărbunilor, a fost, rămînînd și pînă în prezent, clasificarea acestora. Dificultatea cea mai mare care a stat întotdeauna în calea clasificării cărbunilor a fost marea varietate a acestora. Intrucît, însă, pînă acum numai trei decenii, studiul cărbunilor se rezuma aproape exclusiv la metode chimice, toate clasificările făcute pe baza acestor date comit aceeași eroare flagrantă, înglobînd deseori în aceeași clasă cărbuni de origine și de condiții de formare diferite, și aceasta numai pe baza unor date chimico-analitice identice.

Astfel s-a ajuns ca piropisitul, o varietate rară a cărbunilor bruni, să fie clasificat la un loc cu cărbunii de tipul boghead și tip cannel, cu toate că din punct de vedere genetic, și mai ales al posibilităților de folosire practică, nu poate fi vorba nici măcar de o asemănare între aceste două tipuri de cărbune.

Aceeași confuzie se poate face între un cărbune brun lucios și un cărbune bogat în substanță rășinoasă (duxit). Ambele tipuri de cărbune sînt fundamental deosebite, atît petrografic, cît și genetic. Primul reprezintă un cărbune brun humic obișnuit, cu un anumit grad de încarbonizare, deci cu un anumit conținut de carbón. Cel de-al doilea, fără să aibă pe departe același grad de încarbonizare, are totuși aproximativ același conținut de carbon, datorită conținutului relativ mare de rășini, care, după cum se știe, sînt bogate în carbon. Dacă cărbunii ar fi apreciați numai din punct de vedere chimico-analitic, ar trebui clasificați în aceeași categorie, ceea ce este profund greșit.

O dată, însă, cu punerea la punct a procedeelor de cercetare petrografică a cărbunilor, a introducerii lor în practica curentă de laborator, precum și a rezultatelor obținute, se poate trage concluzia că o clasificare completă a tuturor tipurilor de cărbune nu este posibilă fără să se țină seamă în mod special și de caracteristicile petrografice ale acestuia.

Ca urmare, H. Bode reușește să întocmească o clasificare a cărbunilor pe bază chimică și petrografică, care răspunde cerințelor științifice și mai ales cerințelor practicii industriale. El împarte cărbunii în două mari clase, și anume: cărbuni bruni și huile. La subîmpărți-

rea acestor două clase intervine petrografia cărbunilor. Astfel, în cadrul huilelor distingem, din punct de vedere petrografic, cărbunii în benzi și cărbunii de tipul cannel sau tipul boghead. Primii se disting chiar macroscopic prin benzile alternative de diferite grosimi de durit (cărbune mat) și vitrit (cărbune lucios), iar microscopic prin masa lor de bază transparentă sau opacă cu incluziuni de corpuri figurate (alge, macro și microspori, polen, cuticule, frînturi de coajă etc.) în cazul duritului și o masă lucioasă, cu sau fără structură, cu fisuri transversale adînci, în cazul vitritului. Cărbunii de tipul cannel se prezintă macroscopic ca o masă uniformă, de culoare cenușie-neagră sau slab-brună, mată pînă la mătăsoasă, uneori cu luciu smolos. La microscop cărbunele cannel prezintă o abundentă aglomerare de spori, în special de microspori, înglobați într-o masă de bază brună omogenă. În felul acesta cărbunele cannel se deosebește de duritul cărbunilor humici printr-o mai mare uniformitate a masei de bază și prin totala lipsă a fuzitului. De altfel, unii autori susțin, probabil cu drept cuvînt, că deosebirea între cărbunele cannel și cărbunii humici trebuie căutată în natura maselor lor de bază, care se deosebesc esențial la microscop și nu în abundența de spori, datorită cărora, printr-o nouă confuzie, cărbunele cannel este încadrat în sapropeliți numai datorită aspectului său exterior și compoziției chimice. Această problemă își va găsi însă definitiva rezolvare o dată cu punerea la punct a unei metode sigure de analiză petrografică pentru distingerea masei humice de bază, de masa sapropelică.

In continuare, metodele petrografice de cercetare permit să se facă o deosebire netă între cărbunii cannel și boghead, precum și deosebirea lor de șisturile cărbunoase. Tocmai în acest domeniu al cărbunilor sapropelici, precum și al derivaților lor bogați în cenușă, cercetările pentru identificarea acestora nu se pot face decît pe cale de petrografie. In principiu, trebuie spus că pentru toți cărbunii, oricît de concludente ar fi analizele lor chimice, nu trebuie să se treacă la clasificarea lor fără un prealabil examen microscopic și numai după aceea pot fi încadrați în sistemul de clasificare respectiv.

Identificarea stratelor de cărbuni

Una din cele mai importante probleme pentru exploatarea stratelor de cărbuni este urmărirea acestora pe toată întinderea lor, mai ales în regiunile care au suferit însemnate accidente tectonice. La regăsirea stratului se pune întrebarea dacă este vorba de stratul urmărit sau este unul învecinat. Metodele cele mai frecvente de identificare sînt cele mineralogice, prin cercetarea rocii din culcuș și acoperiș. In plus aproape fiecare strat de cărbune are anumite particularități proprii lui și prin scoaterea lor în evidență se pot trage, în unele cazuri, concluzii cu privire la stratul urmărit. Astfel, într-un strat de huilă grasă din bazinul carbonifer Ruhr s-a observat existența unei intercalații de nisip cuarțos foarte fin, provenit probabil de la furtunile de nisip care au bîntuit în perioada formării stratului de cărbune. Această intercalație de nisip cuarțos a devenit caracteristică pentru stratul de cărbune respectiv și a permis identificarea lui, cu toate accidentele tectonice ale terenului.

De multe ori, însă, aceste mijloace de cercetare, dintr-o cauză sau alta, nu mai sînt în măsură să ajute la identificarea stratelor. In asemenea cazuri se apelează acolo unde este posibil la date furnizate de studiul petrografic. S-a putut dovedi practic că unele strate de cărbune au o constituție petrografică uniformă pe întinderi mari și aceasta este condiția esențială pentru ca cercetările petrografice să poată fi folosite la carotarea stratelor. Spre exemplu, sînt unele strate la care anumite intercalații caracteristice de durit sau fuzit se mențin pe distanțe mari.

Stratele de cărbune nu poartă de obicei urme ale plantelor, cum este cazul la roca însoțitoare. In schimb unii cărbuni conțin organele de înmulțire ale plantelor, adică sporii, în cantități masive, de formă și tipuri din cele mai variate, cu ajutorul cărora se pot identifica stratele de cărbune.

R. Thiesen a fost primul care a arătat (anul 1930) importanța sporilor pentru identificarea stratelor de cărbune, făcînd totodată cunoscute cîteva tipuri de spori caracteristici pentru anumite strate. Marele merit al acestui cercetător constă în faptul de a fi studiat ani de-a rîndul un strat pe distanțe de mulți kilometri, din punctul de vedere al conținutului, al naturii sporilor și în special al repartiției lor. El a stabilit predominarea unui anumit tip de spori într-un strat, lipsa acestor tipuri în alte strate, arătînd totodată că în general sporii se aglomerează mai mult la partea superioară a stratului și mai puțin la partea inferioară și că, mai mult decît atît, sporii care preferă partea superioară a stratului de cărbune față de cea inferioară sînt de tipuri diferite. Chiar dacă în majoritatea cazurilor diferitele tipuri de spori apar amestecați, totuși, în funcție de proporția lor, deosebirea între statele de cărbune se poate face cu suficientă ușurință și precizie.

Determinarea sporilor și polenului cărbunilor bruni din terțiar a dus în ultima vreme la rezultate interesante. De exemplu, cu ajutorul lor s-a putut stabili cu multă precizie fiecare perioadă din terțiar. Astfel, sporii și polenul din paleocen sînt fundamental deosebiți de celelalte perioade. Eocenul, în schimb, arată o floră de dicotiledonate aproape pură, iar oligocenul inferior și superior sînt caracterizați în special prin polenul de palmieri. Miocenul inferior și superior apar ca perioadele în care taxodiile au atins maximul de răspîndire (scade în superior), predominînd polenul coniferelor. În continuare, în pliocen taxodiile devin și mai rare, dispărînd totodată multe varietăți vegetale care se dezvoltă de preferință la cald, ceea ce se oglindește limpede în conținutul de polen.

Cu tot progresul realizat în cercetarea la microscop a sporilor și a polenului din terțiar, aceste cercetări nu au ajuns încă la stadiul în care să fie considerate încheiate și să se tragă concluzii definitive. Cercetările făcute indică însă posibilitatea identificării sigure a stratelor de cărbune pe cale de petrografie, ceea ce constituie încă un pas înainte în domeniul geologiei cărbunilor.

Importanța procedeelor de cercetare petrografică pentru înnobilarea cărbunilor

Prin expunerea făcută în capitolul anterior s-a arătat printr-o serie de exemple importanța aplicării petrografiei în domeniul chimiei și geologiei cărbunilor, din care rezultă necesitatea introducerii și mai mult în practică a acestei ramuri de cercetare. Cercetarea petrografică se impune cu atît mai mult și pentru tehnica prelucrării cărbunilor, cu cît această latură a tehnicii a ajuns la dezvoltarea de azi.

În această ordine de idei, în cele ce urmează se va expune — numai în linii generale — problemele de prelucrare a cărbunilor care pot fi rezolvate pe cale petrografică, precum și rezultatele obținute.

Prepararea cărbunilor

Prin prepararea cărbunilor se înțelege totalitatea operațiilor care au ca scop îndepărtarea componenților dăunători din cărbune și concentrarea părții utile; prepararea mai urmărește prefacerea cărbunilor într-o formă în care aceștia să poată fi mai bine utilizați.

Prin componenți dăunători în cărbune se înțelege masa minerală (sterilul) a acestuia, din care, după ardere, rezultă cenușa.

În procesul de preparație este de o importanță capitală să se cunoască, afară de conținutul de steril, modul în care acesta este repartizat în cărbune, de

care depinde de altfel şi faptul că îndepărtarea lui se poate face sau nu economic.

Analiza chimică nu dă nici un fel de indicaţii asupra repartiţiei sterilului, ci exprimă numai cifric conţinutul acestuia în cărbune.

Din punct de vedere petrografic, sterilul poate să fie repartizat în întreaga masă a cărbunelui — adică în toţi componenţii petrografici — sau se poate aglomera în unii din componenţi, ca de exemplu pirită în fuzit, argilă în durit etc. De asemenea, pot fi foarte bine recunoscute la microscop concrescenţe de pirită şi vitrit, umplerea fisurilor din cărbune cu steril etc. şi se poate prevedea dacă există posibilitatea sau nu de îndepărtare a sterilului pe cale mecanică, prin concasare.

După părerea specialiştilor, scopul principal al preparării cărbunilor nu mai este obţinerea unui produs cu conţinut redus de steril şi de diferite clase granulometrice, ci, avînd în vedere că în prezent cărbunele este considerat din ce în ce mai mult ca o materie primă pentru multe procese tehnologice, este necesar să fie preparat în aşa fel, încît să corespundă scopului pentru care urmează să fie folosit. În această privinţă, primul loc îl ocupă desigur producerea unei calităţi de cărbune cît mai proprie pentru fabricarea cocsului metalurgic de bună calitate.

Cărbunele (huila) are o însuşire caracteristică, observată, scoasă în evidenţă, explicată cu ajutorul petrografiei şi luată în consideraţie la diferitele lui prelucrări. Este vorba de sfărîmarea cărbunelui în cursul procesului de extragere, transport şi preparare. După cum se ştie, vitritul este mai fragil şi mai fisurat decît duritul, care se distinge printr-o rezistenţă mai pronunţată, cauzată de corpurile bituminoase alungite (megaspori, cuticule etc.) incluse în masa de bază a acestuia (humică sau opacă). Astfel, un cărbune alcătuit din benzi de vitrit şi durit deosebite între ele nu se sfărîmă uniform; vitritul se fărîmiţează mult mai uşor decît duritul. La fel şi fuzitul (fig. 7), friabil prin natura lui, se prăfuieşte cu uşurinţă. Urmarea acestui fapt este că, după sfărîmare duritul se va regăsi în clasele granulometrice mari, iar vitritul şi fuzitul în granulaţiile fine. Ţinînd seamă de faptul că aceşti trei componenţi petrografici astfel separaţi sînt foarte diferiţi între ei ca însuşiri fizice şi chimice, rezultă că diferitele granulaţii obţinute nu mai reprezintă cărbunele extras dintr-un strat, ci materii prime cu calităţi şi însuşiri tehnice diferite, în special din punctul de vedere al cocsificării (fig. 10).

Tabela 1

Granulaţia	Proporţia de granule din fiecare clasă %	Fuzit, %	Vitrit, %	Durit, %	Steril, %	Total, %
Huilă grasă						
5 mm	22,1	7	25	67	1	100
5 —2 mm	24,6	9	27	63	1	100
2 —1 mm	17,8	7	42	49	2	100
1 —0,4 mm	16,6	10	34	54	2	100
0,4 —0,12 mm	14,2	13	32	52	3	100
0,12—0,088 mm	1,3	27	45	28	—	100
< 0,038 mm	3,5	85	50	15	—	100
	100,0					
Huilă de cocs						
5 mm	12,7	1	25	65	9	100
5 —2 mm	23,1	3	30	61	6	100
2 —1 mm	20,2	5	43	45	7	100
1 —0,4 mm	16,7	4	48	40	8	100
0,4 —0,12 mm	20,1	9	56	33	2	100
0,12—0,088 mm	2,5	11	54	35	—	100
< 0,088 mm	4,7	18	59	23	—	100
	100,0					
Huilă slabă						
5 mm	14,1	8	42	49	1	100
5 —2 mm	26,1	10	43	46	1	100
2 —1 mm	21,7	8	53	37	2	100
1 —0,4 mm	20,2	9	52	37	3	100
0 —0,12 mm	14,1	14	54	29	3	100
0,12—0,088 mm	1,5	16	51	29	4	100
< 0,088 mm	2,3	19	55	24	2	100
	100,0					

Tabela 1 cuprinde concentraţia componenţilor petrografici în diferitele clase granulometrice pentru diferite tipuri de huile.

Această observaţie reprezintă un rezultat de mare valoare, întrucît concentrarea vitritului în clasele granulometrice fine măreşte însuşirea lor de cocsificare; din contră, duritul concentrîndu-se în clasele granulometrice mari (clasa „nucă"), acestea cocsifică mai slab şi pot fi chiar folosite ca degresant pentru huilele tinere în locul semicocsului sau al antracitului. Încercările făcute în acest sens au dat rezultate încurajatoare şi trebuie continuate.

O consecinţă imediată, practică, a celor de mai sus ar consta în recomandaţia către uzinele producătoare de cocs de a nu achiziţiona numai huilă de granulaţie mare, care va conţine mai puţin vitrit şi deci va avea însuşiri de cocsificare mai slabe.

Brichetarea cărbunilor

Brichetarea este un procedeu termomecanic de prelucrare a cărbunilor, cu scopul de a face posibilă realizarea unui combustibil de calitate superioară şi mai ales cu o anumită putere calorică. Prin brichetare se mai poate valorifica praful şi mărunţii de cărbune, pentru arderea lor pe grătare obişnuite.

Brichetele, ca şi cărbunii, pot fi cercetate la microscop, confecţionînd în acest scop suprafeţe lustruite. Cu această ocazie se pot studia nu numai mărimea particulelor, repartiţia lor în masa brichetei şi a componenţilor petrografici, ci se pot obţine informaţii asupra distribuţiei liantului, sfărîmarea granulelor prin presare, comportarea mai mult sau mai puţin plastică a componenţilor, formarea fisurilor etc. Prin cercetare la microscop se poate stabili şi faptul că mărimea adecvată a granulelor joacă un rol hotărîtor în procesul de brichetare. Astfel, granulaţia foarte fină este necorespunzătoare, deoarece consumă mult liant pentru legarea particulelor, al cărui consum trebuie să fie cît mai scăzut din motive economice. Şi fuzitul, care prin natura lui dă prin măcinare un praf fin, este dăunător. După cum se ştie, fuzitul are o structură celulară şi celulele respective se umplu cu liant, din care cauză consumul acestuia creşte sensibil. Din această cauză, este necesar ca fuzitul să fie eliminat prin ciuruire din materialul de brichetat, controlul brichetării făcîndu-se pe cale de microscopie.

Cercetarea brichetelor la microscop permite să se observe comportarea particulelor de cărbune la presiune, arătînd fisurarea sau ruperea lor, eventualele goluri din brichete, dînd totodată o imagine şi asupra procesului de măcinare.

Cercetarea la microscop se extinde şi asupra brichetelor fără liant. Astfel, suprafeţe lustruite preparate din brichete obţinute la cca. 1 500—1 600 at presiune arată o structură foarte densă. Granulele mai mari de cărbune sînt deseori strivite şi întotdeauna întrepătrunse, fără spaţii libere între ele, arătînd la prima vedere ca şi cum ar fi contopite într-o masă omogenă. Acest aspect al brichetelor este şi mai accentuat la cele obţinute la presiuni mai mari (de ex. aproximativ 2 500—2 700 at).

În Alpi, lîngă localitatea Tessin (St. Berhard), se găseşte un zăcămînt de milonit antracitos, resolidificat

sub influența uriașei presiuni a masivului muntos. Acest milonit brichetat este extrem de tare. La microscop prezintă o masă perfect omogenă, fără să se mai recunoască nici o urmă din particulele de praf de cărbune din care s-a resolidificat. Puternica anizotropie optică confirmă de altfel acest fapt. Și în acest caz este vorba de o brichetare fără liant, care reprezintă urmarea tratării unui material cărbunos la presiuni foarte mari.

Inainte vreme se presupunea că cerurile și rășinile din cărbune, îndeosebi la cel brun pămîntos, ar contribui, și încă în mare măsură, la coeziunea și rezistența mecanică a brichetelor și că ar fi chiar cauza brichetării lor fără liant. Brichetarea s-ar datora înmuierii cerurilor și rășinilor ca urmare a temperaturilor mari care iau naștere prin presarea materialului cărbunos. Cercetarea la microscop a brichetelor fără liant înlătură definitiv această presupunere și arată că, din contra, cerurile și rășinile nu numai că nu participă la procesul de brichetare, dar chiar micșorează rezistența brichetelor.

Sclerotii, sporii și polenul nu joacă nici un rol în procesul de brichetare.

Rolul cel mai important prin efectul pozitiv asupra brichetării îl joacă masa de bază a cărbunelui brun, întotdeauna de natură humică. Intr-o brichetă se poate stabili cu precizie dacă granula de cărbune s-a fisurat ca urmare a presiunii la brichetare sau prin uscare, datorită contracției (fig. 11). In această privință unul din rezultatele remarcabile ale microscopiei brichetelor este constatarea faptului că constituenții petrografici ai cărbunelui au conținuturi foarte diferite de umiditate. Se știe că și diferitele sorturi granulometrice de cărbune au umidități diferite, din care cauză este necesar ca pentru realizarea unui amestec cu umiditate uniformă, clasele granulometrice să fie uscate separat pînă la umiditatea dorită și numai după aceea amestecate. In privința umidității fiecărui component petrografic în parte, uscarea decurge diferit, astfel încît în bucata de cărbune considerată ea devine neuniformă. Astfel, de exemplu, masa de bază humică se usucă cel mai greu, din care cauză, pentru a se evita fisurarea, tehnica uscării cunoaște procedee adecvate acestui scop, de exemplu, prin uscarea cărbunelui brun pămîntos inițial pînă la cîteva procente de umiditate și aducerea lui ulterioară la umiditatea necesară brichetării fără liant (cca. 14—16%). Prin uscarea înaintată, umectarea unora din componenți scade foarte mult, astfel încît umiditatea reintrodusă în cărbune este mai uniform repartizată între componenți, realizîndu-se în felul acesta brichete lipsite practic de fisuri.

Cercetarea la microscop a brichetelor arată limpede că formarea lor nu se datorește unei împletiri a țesutului vegetal din cărbune datorită presiunii ridicate la care este supus, ci rezistența lor depinde numai și în măsură egală de natura și de cantitatea de masă humică de bază.

Din relatările succinte de mai sus rezultă într-o măsură suficientă rolul pe care-l joacă cercetarea la microscop a brichetelor pentru îmbunătățirea procesului de brichetare, precum și prețioasele indicații pe care le dă microscopul pentru cunoașterea brichetării fără liant.

Hidrogenarea cărbunilor

In stadiul actual al hidrogenării cărbunilor, s-a ajuns la perfecționarea acestui procedeu în așa măsură încît variind condițiile de lucru (presiune și temperatură), este posibil ca orice huilă să poată fi folosită ca materie primă pentru producerea carburanților sintetici. Din motive de economie însă, este necesar ca în acest scop să fie folosite huilele care se pretează cel mai bine la hidrogenare, evitîndu-se pe cît posibil cele improprii, pentru a se evita cheltuieli suplimentare de fabricație.

Cel mai bine se pretează la hidrogenare huilele de gaz cu un conținut de cca. 35—40% materii volatile. Totodată, este necesar ca conținutul de cenușă să fie sub 2%, conținutul de oxigen de cca. 8—10%, iar carbonul sub 83%. Aceste condiții chimice corespund întocmai realităților practice, dar sînt insuficiente pentru stabilirea calității cărbunelui, pentru motivul că un cărbune cu compoziția chimică de mai sus poate să apară sub mai multe forme petrografice, de exemplu, ca masă de bază opacă (micrinit) sau ca fuzit, acești componenți fiind cu totul inapți pentru hidrogenare, primul pentrucă se degradează chimic și termic foarte greu, cel de-al doilea nefiind prin natura lui în măsură să reacționeze cu hidrogenul (similar cu mangalul).

Prima condiție petrografică este ca materia primă să conțină cît mai puțin, chiar pe cît posibil deloc, masă opacă de bază (micrinit) și nici fuzit.

In schimb, se pretează foarte bine la hidrogenare așa-numitele „corpuri figurate", bogate în hidrogen, ca: spori, cuticule, polen, rășină etc. Intrucît acestea nu apar niciodată izolat, ci totdeauna sub formă de durit, adică înglobate într-o masă de bază, este de dorit ca respectivul cărbune să conțină cît mai mult durit și să fie cît mai bogat în corpuri figurate, însă avînd masa de bază humică transparentă (nu opacă).

In privința prezenței claritului în cărbunele pentru hidrogenare, sînt valabile cele arătate pentru durit, adică masa de bază să nu fie opacă (micrinit), conținînd multe corpuri figurate bogate în hidrogen. Față de conținutul mai mare de asemenea corpuri din durit, acesta din urmă este preferat față de clarit.

In sfîrșit, în ceea ce privește vitritul, el se pretează bine la hidrogenare, fără însă să prezinte calități ex-

Fig. 10. Praf de cărbune cuprinzînd granule de vitrit, clarit și durit.

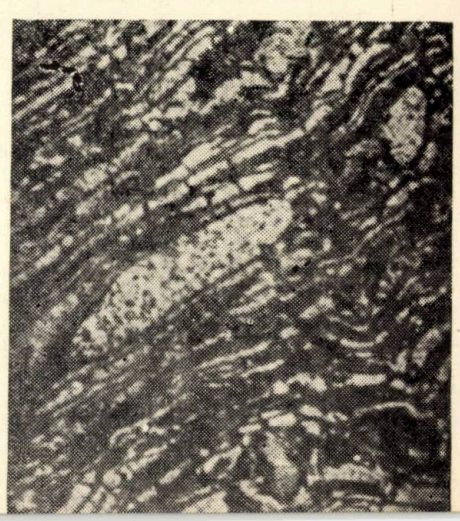
(După *E. Stach*) (10×).

Fig. 11. Fisură într-o brichetă de cărbune brun.

(După *F. Haase*) (200×imersie în ulei).

Fig. 12. Modificarea fără fisurare a structurii unui cărbune brun prin brichetare.

(După *F. Haase*) (300×imersie în ulei).



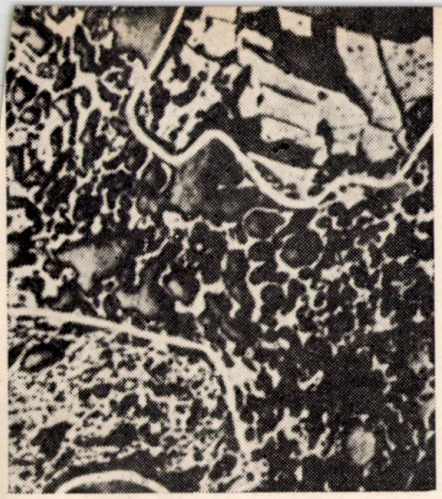


Fig. 13. Cocs metalurgic neomogen rezultat din măcinarea şi amestecarea necorespunzătoare a huilelor folosite la cocsificare. Stînga sus şi dreapta jos, neomogenităţi. La mijloc, structură tipică de cocs metalurgic.
(După *C. Abramschi)* (10×).

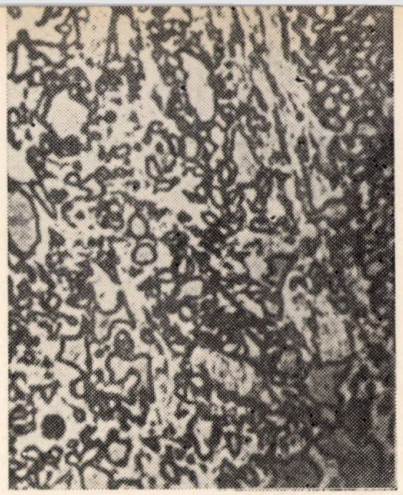


Fig. 14. Cocs metalurgic cu structură omogenă; pereţi subţiri şi mulţi pori uniform distribuiţi în întreaga masă.

(După *C. Abramschi)* (10×).

Fig. 15. Cocs pentru electrozi cu pereţii foarte groşi şi puţini pori.

ceptionale din acest punct de vedere; important este la vitrit gradul lui de încarbonizare, hidrogenarea atingînd un maximum pentru o anumită valoare a acestuia.

Prelucrarea termică a cărbunilor

Dacă ar fi să se cerceteze principalele elemente ale petrografiei cărbunilor în măsură să influenţeze rezultatele prelucrării lor termice, ele s-ar rezuma la următoarele patru puncte:

1. Gradul diferit de încarbonizare a componenţilor petrografici.
2. Separarea cărbunelui în clase granulometrice cu însuşiri petrografice diferite.
3. Prezenţa corpurilor bituminoase (macro şi microspori, alge, cuticule, ceruri, răşini), ca generatoare de gudroane.
4. Comportarea indiferentă a substanţei opace (micrinit) şi a fuzitului.

Atît timp cît cărbunele era cercetat numai din punct de vedere chimic, aceste patru elemente erau necunoscute şi ele nu au putut fi scoase în evidenţă decît numai pe bază de cercetări petrografice. De fapt, gradul de încarbonizare a cărbunilor era cunoscut. Ceea ce nu se cunoaştea, însă, era faptul că el este alcătuit din mai mulţi componenţi petrografici care se comportă în mod diferit, pentru diferitele stadii de încarbonizare. Totodată, petrografia cărbunilor precizează că componenţii petrografici se deosebesc între ei cu atît mai bine, cu cît cărbunii sînt mai tineri şi că, pentru cărbunii bătrîni, această deosebire dispare aproape complet nu numai petrografic, ci şi ca compoziţie chimică.

Marea însemnătate a corpurilor figurate (spori etc.) pentru formarea gudroanelor, constatată înainte vreme, a ieşit în evidenţă din ce în ce mai mult la semicarbonizarea cărbunilor. În continuare, precizarea comportării substanţei opace şi a fuzitului cu degresanţi în procesul de cocsificare a adus noi lămuriri asupra acestui proces.

Precizările sus expuse sînt, însă, departe de a se fi generalizat şi a fi devenit cunoscute în cercurile de cercetători; din acest punct de vedere este necesar să se mai insiste încă mult, în special în ceea ce priveşte procesele de semicarbonizare şi cocsificare, cele mai răspîndite ca volum dintre toate procedeele cunoscute de prelucrare a cărbunilor.

a) **Semicarbonizarea cărbunilor.** Prin semicarbonizare, denumită şi semicocsificare, se înţelege încălzirea cărbunilor fără accesul aerului, la temperaturi de cca. 500°C, din care rezultă semicocs, gudron, gaze şi apă.

Prin procesul de semicarbonizare se urmăreşte fie obţinerea unui combustibil fără fum sau a unui degresant pentru fabricarea cocsului metalurgic, fie obţinerea de gudron primar, necesar industriei chimice.

La alegerea materiei prime pentru semicarbonizare se atribuie un rol de bază cercetărilor microscopice. Întrucît, în general, se urmăreşte şi un mare randament de gudoane, trebuie aleasă o materie primă bogată în substanţe bituminoase şi anume cărbuni cu conţinut mare de spori şi alge, presupuse a fi aducătoare unor asemenea randamente. Dacă această afirmaţie este adevărată, trebuie ca anumiţi cărbuni bogaţi în spori şi alge, cum sînt cărbunii tip cannel şi boghead, să dea randamente sporite de gudroane, ceea ce se şi confirmă în practică, întrucît prin cercetările făcute s-a putut stabili creşterea randamentului de gudron în funcţie de conţinutul de corpuri bituminoase din materia primă. În plus, s-a mai putut stabili că algele produc mai mult gudron decît sporii de acelaşi grad de încarbonizare, fapt atribuit conţinutului mai mare de grăsimi al acestor plante acvatice. Astfel, un cărbune boghead cu un conţinut de cca. 47% alge a dat un randament extraordinar de 55% gudron, iar un cărbune boghead-cannel, care afară de alge mai conţine şi spori, a dat un randament de cca. 38% gudron, faţă de o huilă de gaz bogată în durit, pentru care randamentul de 24% gudron este socotit o mare performanţă. Asemenea tipuri de cărbune, ca boghead sau cannel, apar însă foarte rar. În schimb, însă, un component petrografic asemănător lor, şi anume duritul, îi poate substitui în oarecare măsură, întrucît masa lor de bază (opacă — micrinit sau transparentă — humică) conţine proporţii mari, de exemplu, de mega sau microspori, care o asemuiesc cu cărbunele cannel, randamentul de gudron fiind desigur sporit. Astfel, fîşiile de durit din stratele de cărbune au randamente mari de gudron la semicarbonizare. Aşa cum s-a arătat mai înainte, vitritul şi fuzitul se concentrează în granulaţiile fine ale cărbunelui, pe cînd duritul, datorită corpurilor bituminoase conţinute, fiind mai rezistent, rămîne în granulaţie mai mare. Deci, prin simpla sfărîmare şi ciuruire, se poate separa fracţiunea de cărbune bogată în durit şi aptă a da randamente sporite de gudron de semicarbonizare.

În ceea ce priveşte compoziţia chimică a gudroanelor, s-a stabilit că algele şi sporii dau gudoane bogate în naftene şi că gudroanele provenite din sapropeli sînt alcătuite în principal din hidrocarburi parafinice. Vitritul, în schimb, este cauza prezenţei uleiurilor acide în gudroane.

Gradul de încarbonizare joacă un rol important în sensul că, cu cît un cărbune este mai încarbonizat, cu atît mai scăzut este randamentul său în gudroane şi invers.

b) **Cocsificarea cărbunilor.** Prin cocsificare se înţelege încălzirea cărbunilor fără accesul aerului la tempera-

turi de cca. 1 000...1 100°C, rezultînd cocs, gudron, gaz şi apă.

În tehnică, denumirea de cocs se aplică numai produsului rezistent şi în bucăţi obţinut fie dintr-o huilă aglutinantă, fie din amestecuri corespunzătoare de huile.

Procesul de cocsificare reprezintă de altfel cea mai importantă latură a prelucrării cărbunilor, beneficiind totodată cel mai mult de metodele microscopice de cercetare. În stadiul actual al petrografiei cărbunilor şi al posibilităţilor aplicării ei în practica industrială, este necesară realizarea unei cît mai strînse legături între petrografie şi însuşirile fizico-chimice ale cărbunelui.

Cărbunii cei mai apţi pentru cocsificare, şi anume huilele grase, au fost cei mai intens exploatate, din care cauză tind spre epuizare înaintea celorlalte tipuri de huile. Din această cauză, din spirit de prevedere, şi mai ales din necesitate practică, se caută lărgirea bazei de aprovizionare cu cărbuni capabili să dea un cocs de calitate. În acest scop s-au ales două căi distincte.

Una din căi tinde să folosească huilele tinere de gaz, precum şi cele bătrîne (slabe), pentru cocsificare. Acest lucru se poate realiza cu ajutorul petrografiei, întrucît afară de gradul de încarbonizare al componenţilor petrografici (în special al vitritului), însuşirea de cocsificare a unei huile este determinată de raportul în care aceasta conţine componenţi cocsificabili şi componenţi inerţi. În cazul unei proporţii prea mari de componenţi inerţi, cocsul rezultat va fi sfărîmicios; în schimb, pentru o proporţie prea scăzută de componenţi inerţi, cocsul va fi spongios şi fisurat. Chiar în cazul alegerii unei proporţii juste între componenţii cocsificabili şi cei inerţi, poate rezulta un cocs neomogen din cauza amestecării neuniforme a componenţilor (fig. 13). Pentru a se evita această neomogenitate, trebuie create condiţiile ca componenţii inerţi să fie cît mai uniform repartizaţi în masa de cărbune supus cocsificării, ceea ce se realizează în special printr-o măcinare înaintată, tendinţa fiind realizarea unei şarje cît mai uniforme din punct de vedere granulometric, pentru a se înlătura pe această cale efectele nedorite care ar putea fi provocate de unele clase granulometrice (fig. 14).

Însemnătatea petrografiei pentru producerea cocsului rezultă şi mai bine în cazul nevoii de a se folosi ca materie primă amestecuri de huile conţinînd proporţii diferite de componenţi petrografici sau cînd este vorba de adaosuri de componenţi petrografici individuali. Astfel, este posibilă adăugarea unei huile cu flacără lungă la o huilă grasă, realizîndu-se astfel o degresare, întrucît la unele zăcăminte primul component conţine durit care poate fi chiar inert din punctul de vedere al cocsificării. Faptul că dregresarea se datoreşte duritului conţinut în huile cu flacără lungă folosit rezultă şi din împrejurarea că prin adăugarea numai de durit în huila grasă, se obţine de asemenea o degresare, în acelaşi grad ca în cazul anterior.

Comportarea aproape inertă la cocsificare a duritului are loc în special în cazul cînd conţine multă substanţă (masă de bază) opacă, care este cu totul necocsificabilă. În această privinţă, este binecunoscut faptul relatat de altfel mai sus, că duritul, concentrîndu-se în granulaţii mari, acestea pot fi folosite ca degresanţi pentru huilele grase în procesul de cocsificare. Aici trebuie remarcat însă faptul că nu numai duritul ca atare, ci şi granulaţia lui, joacă un rol hotărîtor. Astfel, prin adăugarea de durit < 3 mm în proporţie de 20% la o huilă grasă fin măcinată, nu rezultă aproape nici un fel de îmbunătăţire a calităţii cocsului. În schimb, prin adăugarea de durit în aceeaşi proporţie şi la aceeaşi huilă grasă, dar măcinată la <1 mm, se înregistrează o sensibilă creştere a rezistenţei cocsului.

Desigur că cele arătate mai sus sînt valabile pentru tipuri de durit bogat în masă de bază opacă. Duritul cu conţinut redus de substanţă opacă nu-şi mai poate îndeplini rolul de degresant, iar adăugarea lui devine inutilă.

Prin urmare, înaintea folosirii duritului ca degresant, este necesar să se stabilească pe cale de microscopie compoziţia lui petrografică, singura posibilitate rapidă şi sigură prin care poate fi calificat ca degresant sau nu.

Tot pe bază de cercetări petrografice s-a putut trage concluzia privind faptul că fuzitul nu cocsifică, întrucît nu trece printr-o fază plastică la încălzire în absenţa aerului; de aici s-a tras concluzia eronată şi anume că fuzitul trebuie îndepărtat din cărbune pînă la ultima lui urmă, pentru a se putea obţine un cocs de calitate. Această afirmaţie este însă cu totul nejustificată, întrucît fuzitul acţionează ca un adevărat degresant, influenţînd favorabil asupra calităţii cocsului, în cazul în care proporţia lui din amestec nu depăşeşte 3—5%, fiind totodată şi fin măcinat. În cazul cînd huila ce trebuie cocsificată conţine o proporţie mare de componenţi uşor fuzibili, fiind săracă în substanţă inertă (masă de bază opacă), o asemenea huilă ar putea suporta chiar pînă la 12% fuzit, fără să sufere calitatea cocsului.

Una din problemele cele mai importante şi dificile, dar şi cele mai promiţătoare, este studiul procesului de formare a cocsului, adică urmărirea la microscop a succesiunii de faze care au loc în cursul încălzirii cărbunelui pînă la temperatura finală de cocsificare. Astfel, cercetînd la microscop o suprafaţă lustruită de cocs, se pot face constatări fizice şi eventual mineralogice, care nu pot fi înlocuite prin cercetări chimice,

Fig. 16. Inceput de oxidare de-a lungul fisurilor vitritului unei huile.

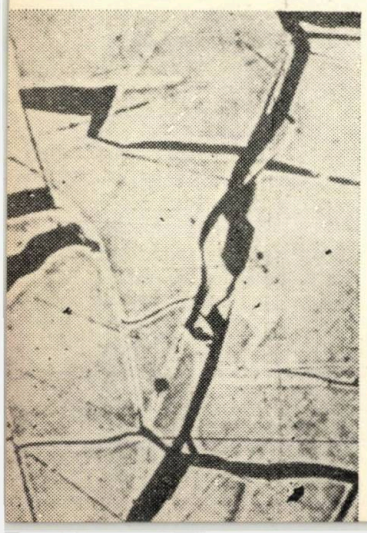


Fig. 17. Degazarea duritului şi vitritului în funcţie de gradul de încarbonizare.

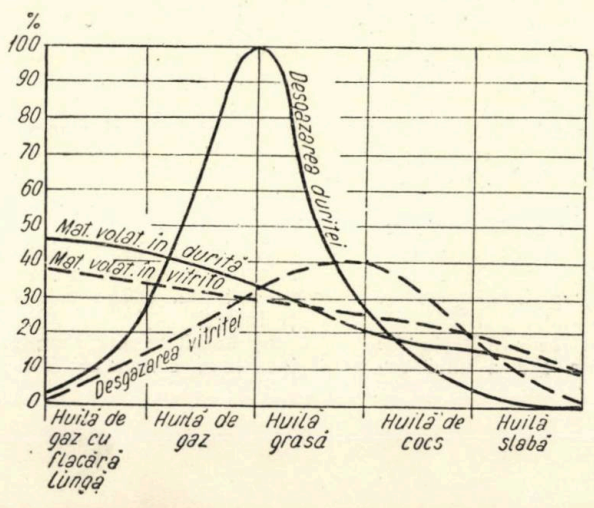
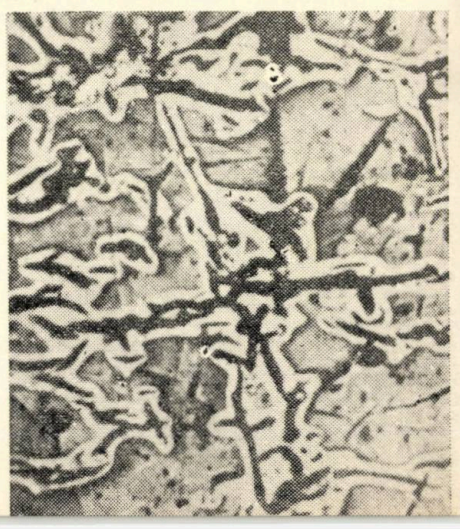


Fig. 18. Vitrit puternic oxidat (probă prelevată din imediata apropiere a focului din subteran).



din care completează concluziile cercetării cocsului pe cale chimică.

Ceea ce poate fi considerat deosebit în domeniul cercetării microscopice a cocsului, este faptul că cercetarea se poate face nu numai asupra cocsului final obținut, ci, întrerupînd cocsificarea la anumite temperaturi, devine posibilă cercetarea cocsului în stadiile respective de formare a lui, începînd de la materia primă supusă încălzirii și trecînd succesiv prin faza plastică (cca. 320—470°C), apoi prin semicocs și, în fine, ajungînd la produsul final — cocsul. Imaginile obținute la microscop se succed ca un film care reprezintă devenirea cocsului și care poate fi extinsă asupra diferitelor condiții de lucru prin variația vitezei de încălzire, proporția componenților petrografici, granulația, proporția degresanților, temperatura maximă de cocsificare etc.

Asemenea concluzii nu se pot trage decît pe bază de cercetări și analiză petrografică, fără de care analiza chimică și determinarea indicelui de cocsificare rămîn ca simple metode de determinare, dar nu și de explicare, pătrundere și urmărire a fenomenului cocsificării cărbunilor.

c) **Prepararea cocsului pentru electrozi.** Drept materie primă pentru fabricarea electrozilor necesari electrometalurgiei, se folosește în special cocsul de petrol, care se obține ca reziduu din industria petrolieră. Intrucît, însă, o dată cu dezvoltarea procedeelor de hidrogenare a păcurii, în scopul lărgirii bazei de materii prime pentru obținerea de carburanți, disponibilul de cocs de petrol tinde să scadă, se pune problema găsirii de noi surse de materie primă pentru fabricarea electrozilor.

Prima condiție pentru realizarea unui cocs pentru electrozi este conținutul cît mai redus de cenușă (< 0,5%). Prin urmare, materia primă trebuie să fie cît mai pură și, mai ales, în măsură să dea un cocs cît mai compact, dens și nefriabil. Aceste condiții sînt îndeplinite de cocsul care arată la microscop pori mici și, deci, pereți cît mai groși (fig. 15). Din experiență se știe că un asemenea cocs se obține folosind huile cărora li s-a adăugat suficiente cantități de material cărbunos infuzibil (inert), ale cărui particule fac cărbunele mai vîscos în perioada plastică, gazele se degajă mai greu, porii rămîn mici, iar pereții, groși și bine întăriți.

Spre deosebire de cocsul pentru electrozi, cocsul metalurgic trebuie să fie mult mai poros și, deci, cu pereții mai subțiri — așa cum se arată în fig. 14, pentru a oferi gazelor din furnal o cît mai mare suprafață de contact.

Din cele arătate mai sus, rezultă că alături de metodele curente pentru controlul calității cocsului, ca: conținut de cenușă și sulf, rezistență mecanică, densitate, carboreactivitate, electroconductivitate etc., trebuie să figureze în mod obligatoriu controlul la microscop al structurii cocsurilor, de unde se va putea deduce cu ușurință dacă materia primă folosită și modul de preparare sînt în măsură să producă cocsul de calitate dorită.

Importanța cercetărilor petrografice pentru securitatea minieră

În expunerea de pînă acum au fost tratate probleme de petrografie privind în general îmbunătățirea unor procese tehnologice sau explicarea și pătrunderea mai adîncă a unor fenomene care nu puteau fi explicate numai pe cale de cercetare fizico-chimică a cărbunilor.

În capitolul de față, însă, este vorba de aplicarea petrografiei în domenii care pot aduce foloase însăși vieții minerilor, contribuind la siguranța împotriva exploziilor de praf de cărbune și de metan sau incendii în mină.

Explozii de praf de cărbune.

Aceste explozii se produc în subteran din cauza anumitor concentrații de praf de cărbune aflat în suspensie în atmosfera din mină, consecințele fiind mai mult decît dezastruoase întrucît, pe lîngă urmările exploziei propriu-zise, gazele arse rezultate conțin întotdeauna și oxid de carbon periculos prin toxicitatea sa, care desăvîrșește dezastrul produs. Acesta este motivul pentru care este necesar să se ia toate măsurile în scopul prevenirii cu orice preț a exploziilor, indiferent de investițiile materiale care trebuie făcute în acest scop.

Unul din procedeele cele mai eficace folosit constă în presărarea unui praf inert, de exemplu carbonat de calciu, de anumită granulație și calitate, în locurile de aglomerare a prafului de cărbune, astfel încît prin cît mai marea lui diluare să se prevină explozia, atunci cînd praful de cărbune ajunge în suspensie în aer dintr-o cauză oarecare și vine în contact cu o sursă de aprindere.

Întrucît prin perfecționarea procedeelor de preparare a suprafețelor lustruite de praf de cărbune s-a realizat o metodă aproape ideală pentru cercetarea lui, a devenit posibil ca acolo unde este nevoie, cercetarea prafului să poată fi făcută.

În general cunoașterea aspectului la microscop a unui praf de cărbune este foarte folositoare pentru cercetarea cauzelor și pentru evitarea exploziilor în subteran. După cum se știe, cu ajutorul microscopului se poate face ușor și repede nu numai numărătoarea particulelor de cărbune, ci se poate determina cantitativ și cu suficientă precizie conținutul de vitrit, durit și fuzit din compoziția sa petrografică.

Inainte vreme se presupunea că fuzitul conținut în praful de cărbune ar fi cauza exploziilor, datorită marii lui porozități. La microscop s-a putut constata însă că fuzitul, fiind uneori constituentul cel mai bogat în masă minerală (steril) care umple golurile celulelor respective, micșorează explozivitatea prafului jucînd rolul de „diluant" al prafului de cărbune. În plus, fuzitul are, dintre toți constituenții cărbunelui, cea mai mare temperatură de aprindere, astfel încît, chiar în cazul unui conținut redus de steril, el formează cu aerul amestecurile cele mai puțin explozive.

În schimb, vitritul are punctul de aprindere cel mai scăzut, el fiind considerat foarte periculos, datorită tendinței lui mari de oxidare, precum și conținutului mai mare de materii volatile în comparație cu ceilalți componenți petrografici afară de durit. Deci este necesar ca pentru prevenirea exploziilor, praful de cărbune de la locurile de aglomerare să fie studiat sub raportul proporției de vitrit conținut, ceea ce se poate realiza cu ajutorul mesei de integrare a microscopului.

La fel poate fi controlat în subteran conținutul de praf inert (carbonat de calciu) introdus în amestec cu praful de cărbune la locurile de aglomerare a acestuia din urmă, știind că pentru neutralizarea lui completă din punctul de vedere al explozivității, raportul de praf inert la praf de cărbune trebuie să fie de cca. 7:3.

În cazurile în care conținutul de praf inert din amestec scade sub această proporție, prin depunerea de noi cantități de praf de cărbune peste amestec, este necesar să se ia imediate măsuri pentru restabilirea proporției cerute, pentru a se evita pe cît posibil orice urmă de risc de explozie.

Explozii de gaz metan

Cel puțin la fel de periculoase ca exploziile de praf de cărbune sînt exploziile de gaz metan, nu numai din punctul de vedere al detonației, ci și pentru faptul că metanul — dacă există în atmosfera din mină — se află gata amestecat cu aerul cu care formează amestecul exploziv, fără a mai fi nevoie să fie ridicat în aer dintr-o cauză oarecare, cum este în general cazul exploziilor de praf de cărbune. Din această cauză, gazului metan trebuie să i se dea cuvenita atenție, în special pentru faptul că o explozie de metan

antrenează aproape întotdeauna și o explozie de praf de cărbune, care completează dezastrul.

Este un lucru binecunoscut că apariția gazului metan în mine este condiționată de gradul de încarbonizare a cărbunelui. Metanul apare în anumite stadii de încarbonizare și, în general, în minele de huilă grasă, huilă de gaz și, deseori în minele de huilă slabă. Nu se cunoștea însă care din costituenții petrografici ai cărbunelui contribuia în cea mai mare măsură la formarea și la degajarea de gaz metan. Aici intervine meritul cercetărilor petrografice de a fi lămurit această stare de lucruri. În această privință, trebuie stabilit cum și sub ce formă metanul este conținut în cărbune. Se cunoaște faptul că conținutul de gaz metan nu este în legătură cu duritatea cărbunelui. În schimb, s-a putut dovedi cu certitudine faptul că degajarea de gaz dintr-un cărbune depinde de compoziția petrografică a acestuia. Pentru a înțelege fenomenul, se presupune existența unui cărbune mat (durit) și a unui cărbune lucios (vitrit) în stare pură, adică fără nici un fel de amestecuri reciproce din unul într-altul, provenite fiind, de exemplu, dintr-o huilă de gaz. Determinînd conținutul de materii volatile al acestor doi componenți petrografici, se constată că duritul conține mai multe materii volatile decît vitritul, fapt care poate fi atribuit conținutului de corpuri bituminoase (alge, cuticule, spori, polen etc.). Din punctul de vedere al analizei elementare, duritul conține, din aceeași cauză, mai mult hidrogen, iar vitritul, mai mult oxigen. La limita între huila de gaz și huila grasă se constată un fenomen descoperit încă din anul 1930 (E. Stach și K. Lehmann), dovedit pe cale chimică și petrografică și numit „salt de încarbonizare".

Începînd cu huila cu flacără lungă, trecînd prin stadiul huilelor de gaz cu flacără lungă pînă la inclusiv huila de gaz propriu-zisă, încarbonizarea decurge regulat. Tocmai aici intervine schimbarea, și anume duritul huilei grase conține mai puține materii volatile decît vitritul aceleiași huile, pe cînd în huilele slabe, duritul și vitritul au aproximativ același conținut de materii volatile, aceeași fiind situația și pentru hidrogen și oxigen (fig. 17).

Din această observație făcută pe cale chimică, precum și din aspectul corpurilor bituminoase la microscop, rezultă că la limita huilă de gaz — huilă grasă, acestea au suferit transformări în sensul că încarbonizarea a influențat puternic corpurile protobituminoase; astfel, sporii din durit au trecut printr-o fază de fermentare, cu care ocazie s-au degajat cantități mari de metan. Rezultă, deci, că degajarea de metan din huilele grase se datorește duritului. Această observație este importantă pentru determinarea pericolului de explozie de gaz metan. Ea dovedește că stratele de huilă grasă bogate în durit sînt cele mai periculoase din acest punct de vedere, pe cînd în cazul huilelor slabe, stratele bogate în vitrit sînt cele care degajă cel mai mult metan și devin astfel periculoase. Întrucît diferite strate de cărbune conțin proporții diferite de durit, este lesne de înțeles de ce pericolul de explozie de metan variază de la un strat la altul.

Cele arătate mai sus sînt valabile numai pentru unele zăcăminte de huile. Pentru alte zăcăminte „saltul de încarbonizare" poate fi deplasat, de exemplu, spre dreapta diagramei, adică degazarea maximă are loc la limita „huilă grasă-huilă de cocs" sau chiar la limita „huilă de cocs-huilă slabă".

Dar nu numai vitritul din huilele slabe este susceptibil să degaje metan, ci și huilele tinere, ca de exemplu huilele cu flacără lungă sau huilele de gaz. De exemplu, în cazul huilelor din Valea Jiului în care duritul este reprezentat într-o proporție în general mai mică decît 5%, are totuși loc o intensă degajare de metan. Acest fapt se datorește corpurilor bituminoase sau incluziunilor rășinoase din claritul sau vitritul respectiv, care predomină net în acești cărbuni.

Deci, problema ridicată cu privire la „saltul de încarbonizare" nu reprezintă o caracteristică generală, ci o caracteristică specifică pentru unele huile, în funcție de condițiile de formare în zăcămînt.

Oricum, învățătura practică ce trebuie trasă din cele arătate mai sus este faptul că pentru toate zăcămintele se impune acordarea unei atenții deosebite stratelor de cărbune bogate în durit, vitrit cu rășini sau clarit bogat în corpuri bituminoase, întrucît ele pot deveni periculoase din punctul de vedere al exploziilor de gaz metan.

Focuri în subteran și în stivele de cărbune

Focurile care izbucnesc prin autoaprinderea cărbunilor la suprafață (depozitați) sau în subteran (în strat), pe lîngă că produc pagube însemnate prin distrugerea unor cantități însemnate de cărbune, dar mai pun în pericol viața minerilor, viciind totodată atmosfera din mină și așa încărcată cu gaze și praf.

Pentru detectarea cauzelor care provoacă focurile în subteran și la suprafață, s-au făcut numeroase studii, fără însă să se poată trage concluzii sigure.

În ultima vreme s-a încercat, pe cale de petrografie, explicarea cauzelor autoaprinderii, observațiile făcute în această privință urmînd a fi expuse mai jos.

Drept cauză pentru focurile în stivă și în subteran au fost considerate inițial fuzitul și pirita din cărbune. După ce, însă, s-a dovedit că vitritul este incomparabil mai oxidabil decît fuzitul, s-a emis teoria, destul de justificată de altfel, că acesta din urmă ar fi cauza autoaprinderii cărbunilor și că, datorită sfărîmării relativ ușoare a vitritului, mărunții rezultați oferă o suprafață foarte mare de contact cu aerul pentru un material și așa predispus spre oxidare. În ceea ce privește incluziunile minerale, șisturile combustibile și cărbunele mat (duritul), acestea nu vin în discuție în calitate de componenți petrografici în măsură să provoace autoaprinderea, întrucît oxidabilitatea lor este prea redusă. Din aceeași cauză se exclude și fuzitul, fapt verificat practic într-unul din stratele de cărbune de la o mină din Zwickau — Saxonia, sărac în vitrit, dar care în schimb, conține fuzit într-o proporție ne obișnuit de mare, strat în care nu s-a înregistrat nici odată vreun foc prin autoaprindere.

În ceea ce privește compoziția chimică a constituenților petrografici, vitritul are cel mai mare conținut de substanță humică (cu funcțiuni acide libere sau humine) și, întrucît acesta absoarbe cu aviditate oxigenul din aer, conținutul ridicat de substanță humică dintr-un cărbune ar putea fi un indiciu pentru stabilirea înclinării lui spre autoaprindere.

Oxidabilitatea vitritului a putut fi dovedită și pe cale de cercetare la microscop; oxidarea se recunoaște prin faptul că de-a lungul fisurilor sau al marginilor vitritului apar la microscop în lumină reflectată zone înguste (tivuri) albe, mai dure decît vitritul, întrucît ies în relief din suprafața lustruită, fiind totodată mai bogate în carbon (fig. 16, 18).

De asemenea, s-a mai putut arăta pe cale de microscopie că pirita din cărbune nu are o legătură foarte strînsă cu autoaprinderea acestuia. Astfel, un vitrit foarte oxidat poate conține cuiburi de pirită nealterate sau foarte slab alterate, cu toate că în jurul lor se recunosc urme foarte pronunțate de substanță combustibilă atacată sau aproape arsă.

Ca urmare a acestei observații, s-au putut trage concluzii importante, de exemplu, cu privire la depozitarea cărbunelui. Astfel, se recomandă cu insistență îndepărtarea prafului de cărbune din silozuri, întrucît acesta fiind foarte bogat în vitrit, pericolul de autoaprindere va fi mare. Prin îndepărtarea prafului de cărbune, pe lîngă că se evită într-o mare măsură autoaprinderea, dar se recuperează o importantă cantitate de material cărbunos bogat în vitrit, deci apt a da un cocs de calitate. Cu aceeași ocazie se îndepărtează și pericolul de explozie de praf de cărbune.

În cuprinsul articolului au fost arătate pe scurt principalele domenii de aplicare atît în cercetări, cît și în practica industrială a petrografiei cărbunilor, cu o serie de exemplificări privind pe de o parte chimia și clasificarea, iar pe de altă parte brichetarea, prelucrarea termică, hidrogenarea, precum și importanța petrografiei pentru securitatea minieră.

Din cele expuse rezultă că petrografia cărbunilor, cu toate că este o știință încă nouă, datorită intenselor eforturi care s-au făcut în special în ultimele două decenii, dispune de metode de cercetare bine stabilite și unanim recunoscute. Rămîne deschisă problema unei aplicări pe scară mare a acestei științe în practică, fapt cu atît mai important, cu cît din exemplele arătate rezultă că, cu ajutorul ei se poate ajunge la concluzii ce nu pot fi trase numai pe bază de cercetări chimice, oricît de perfecționate ar fi ele.

De aceea, este necesar să se dea acestei discipline cuvenita atenție și la noi în țară, pentru ca prin laboratoare bine utilate și cadre tehnice bine pregătite, industria noastră carboniferă să obțină ajutorul necesar realizării de progrese și mai mari.

Bibliografie

[1] *Abramski C.:* Rohstoffliche und verkokungstechnische Gesichtspunkte für die Herstellung von Spezialkoksen für verschiedene Verwendungszwecke, Glückauf (Beiheft), 91, 1955, pag. 105.

[2] *Abramski C., Mackowsky M. T., Mantel W., Stach E.:* Atals für angewandte Steinkohlenpetrographie, Deutsche Kohlenbergbauleitung und Amt für Kohlenforschung, Verlag Glückauf, Kettwig 1951.

[3] *Agde G.:* Vergleichende röntgenographische Untersuchhung der humosen Gefügebestandteile der Braunkohlen, Braunkohle, 41, 1942, pag. 401—404.

[4] *Ahlen A. van:* Über den Kohlenstoff in Koks, Brennstoff-Chemie, 18, 1937, pag. 420—427.

[5] *Bierbrauer E.* și *Pöpperle I.:* Selekttive Kohlenflotation auf chemischer Grundlage, Glückauf, 70, 1934, pag. 933—940.

[6] *Bode H.:* Die petrographische Untersuchung von Steinkohlenbriketts, Brennstoff — Chemie, 11, 1930, pag. 476 și 1931, pag. 7.

[7] *Bode H.:* Ergebnisse und Aufgaben der petrographischen Kohlenstaubuntersuchung, Glückauf, 70, 1934, pag. 525—529.

[8] *Burstlein E.:* La préparation pétrographique des charbons. Chaleur et Industrie, 31, 1950, pag. 215—232.

[9] *Daub E.:* Vortrag über mikroskopische Untersuchungen von Koks im polarisiertem Licht, Glückauf, 67, 1931, pag. 636.

[10] *Demann W.:* Erfahrungen mit der petrographischen Kohlenuntersuchung im Betrieb, Glückauf, 67, 1931, pag. 1128—1129.

[11] *Donath E.* și *Lissner A.:* Zur Abgrenzung der Begriffe Braunkohle und Torf, Braunkohle, 27, 1928, pag. 257—264.

[12] *Duparque A.:* Ann. Soc. Géol. du Nord, 49, 1924, pag. 148—159.

[13] *Dupraque A.:* Ann. Soc. Géol. du Nord, 52, 1927, pag. 261—272.

[14] *Duparque A:* Ann. Soc. Géol. du Nord, 52, 1927, pag. 273—279.

[15] *Ferrari B.:* Die Entstehung von Grubenbränden nach Untersuchungen auf kohlenpetrographischer Grundlage, Glückauf, 74, 1938, pag. 765—774.

[16] *Ferrari B.:* Flötzgleichstellung in Osten des Ruhrkohlenbezirkes auf Grund neuartiger Leitschichten, Glückauf, 81—84, 1948, pag. 216—221.

[17] *Ferrari B. și Raub J:* Flözgleichstellung auf petrographischer Grundlage unter Benutzung einer neu gefundenen Leitschicht, Glückauf, 72, 1936, pag. 1097—1102.

[18] *Freund Hugo:* Handbuch der Mikroskopie în der Technik, vol II/1, Koks und Kohle,

[19] *Frischberg V. D., Popova M. E.* și *Permitina K. S.:* Însușirile componentului mat (duritul) al cărbunilor din bazinul Kuznețk, Koks i Himia, nr. 2, 1956, pag. 5—12.

[20] *Gothan W.:* Neuere Verfahren zur Untersuchung von kohlig erhaltenen Pflanzenresten und von Kohle, Glückauf, 51, 1915, pag. 701—708.

[21] *Grand'Ry E.:* Quel întêret pratique peut-on attacher a l'analyse pétrographique des houilles? Annales des Mines de Belgique, Novembre 1955, pag. 948—952.

[22] *Haase Fr. Köln, dr. ing.:* Technologie der Braunkohlenbrikettierung, Braunkohle—Wärme—Energie, Nr. 11/12, Junie 1955, pag. 255—261.

[23] *Hasenknopf, Fuchs W.* și *Gothan W.:* Über fossile Harze der Grube Golpa bei Bitterfeld, Braunkohle, 38, 1939, pag. 783.

[24] *Hauser F.:* Optische Grundlagen und Methoden der Braunkohlenmikroskopie, Braunkohle, 32, 1933, pag. 309—315 și 326—329.

[25] *Heller Helmuth, dr. ing.:* Die petrographische Analyse nach Kohlenarten in der praktischen Kohlenuntersuchung, Glückauf, 92, 1956, pag. 47—50.

[26] *Hock H.* și *Fischer H.:* Eine neue Methode zur mikroskopischen Kohlenuntersuchung im Anschliff, Braunkohle, 29, 1930, pag. 1057—1058.

[27] *Hoffman Edw.:* Aufbereitungstechnische Trennung der petrographischen Kohlenbestandteile, Glückauf, 66, 1930, pag. 529—540.

[28] *Hoffman Edw.:* Abhängigkeit der Ausgasung von petrographischer Gefügezusammensetzung und Inkohlungsgrad bei Ruhrkohlen, Glückauf, 71, 1935, pag. 997—1005.

[29] *Hoffman Edw.:* Bezeichnungsweise und Erscheinungsformen in der Steinkohlenpetrographie, Brennstoff — Chemie, 17, 1936, pag. 341.

[30] *Hoffman Edw.* și *Jenkner A.:* Die Inkohlung und ihre Erkennung im Mikrobild, Glückauf, 68, 1932, pag. 81—88.

[31] *Hoffmann H., dr. ing.:* Progrès dans l'étude et le contrôle de la constitution physique du coke sidérurgique, Annales des Mines de Belgique, Novembre 1955, pag. 956—971.

[32] *Hoffman H.* și *Kühlwein F. L.:* Rohstoffliche und verkokunkstechnische Untersuchungen an Saarkohlen, Glückauf, 71, 1935, pag. 625—639 și 657—665.

[33] *Höhne R.:* Erkennung der Ausbruchgefährlichkeit kohlenführender Flöze mit Hilfe der petrographischen und mikrotektonischen Kohlenuntersuchung, Glückauf, 70, 1934, pag. 940—944.

[34] *Höhne R.:* Zusammenhang von Mikrogefuge und tektonischer Bewegung bei einer niederländischen Kohle, Glückauf, 70, 1934, pag. 415—418.

[35] *Iablokov V. S.:* Atlas mikrostruktur uglei donețkogo baseina, Izdat. Akademii Nauk SSSR, Moscova, 1955.

[36] *Iemciujnikov I. A.:* Geologia generală a cărbunilor fosili, Ugletehizdat, 1948, Moscova.

[37] *Jenkner A. F.* și *Hoffmann Edw.:* Beitrag zur Kenntniss der Glanzkohlen, Brennstoff — Chemie, 13, 1932, pag. 181—187.

[38] *Jurasky K. A.:* Die Beteiligung verholzter Pflanzengewebe am Aufbau der Braunkohle, Braunkohle, vol 51/52, pag. 901—905 și 919—923.

[39] *Kattwinkel R.:* Die Bestimmung der Kohle und Gestein in Waschbergen und anderer Erzeugnissen der Steinkohlenwäsche, Glückauf, 63, 1927, pag. 450—545.

[40] *Kirchheimer F.:* Fossile Sporen- und Pollenkörner als Thermometer der Inkohlung, Brennstoff — Chemie, 15, 1934, pag. 21—25.

[41] *Kreulen D. J.:* Steinkohlenklassifikation und Inkohlungsgrad des huminen Anteils, Brennstoff — Chemie, 15, 1934, pag. 11.

[42] *Kühlwein F. L.:* Aufbereitung und Verkokung feinkörniger Kohle unter Berücksichtigung von kohlenpetrographischer Erkenntnisse, Glückauf, 65, 1929, pag. 321—327, 363—371 şi 395—405.
[43] *Kühlwein F. L.:* Grundsätzliche Schwierigkeiten bei der quantitativen kohlenpetrographischen Analysen, Glückauf, 67, 1931, pag. 1124.
[44] *Kühlwein F. L.:* Fusitabscheidung durch sekektive Kohlenflotation, Glückauf, 70, 1934, pag. 245—252 şi 275—277.
[45] *Kühlwein F. L.* şi *Lohmann G.:* Möglichkeiten zur Schwefelkiesgewinnung in Steinkohlenaufbereitungsanlagen, Glückauf, 74, 1938, pag. 540—546.
[46] *Kühlwein F. L., Hoffman Edw.* şi *Kruppe E.:* Durchführung und praktische Bedeutung planmässiger kohlenpetrographischer Flözprophiluntersuchungen, Glückauf, 70, 1934, pag. 1—8 şi pag. 32—41.
[47] *Kühlwein F. L., Hoffman Edw.* şi *Kruppe E.:* Der heutige Stand der mikroskopischen Kohlenuntersuchung, Glückauf, 70, 1934, pag. 777 şi 805.
[48] *Legraye M.:* Les constituants des charbons — Leur influence sur quelkues propriétés industrielles, Edition Dunod, Paris, 1933.
[49] *Lehmann K.* şi *Hoffmann Edw.:* Kohlenaufbereitung nach petrographischer Gesichtspunkten, Glückauf, 67, 1931, pag. 1—14.
[50] *Lehmann K.* şi *Hoffmann H.:* Der Einflus der faserkohle bei der Steinkohlenbrikettierung, Glückauf, 67, 1931, pag. 784.
[51] *Lehmann K.* şi *Stach E.:* Die praktische Bedeutung der Ruhrkohlenpetrographie, Glückauf, 66, 1930, pag. 289—299.
[52] *Lowry H. H.:* Chemistry of coal utilization, pag. 86—132, New-York, London, 1947.
[53] *Mackowsky M. Th.:* Neue Wege zur Beurteilung der Beschaffenheit von Hochofenkoks, Glückauf, 91, 1955.
[54] *Mackowsky M. Th.:* Posibilités d'utilisation dans le domaine pratique de l'étude microscopique de la houille et du coke, Annales des Mines de Belgique, Novembre 1955, pag. 981—985.
[55] *Mackowsky M. Th.:* Inkohlung und Chemia der Kohle, Glückauf, 87, 1951, pag. 551—557.
[56] *Mackowsky M. Th.:* Mineralogie und Petrographie als Hilfsmittel für die rohstoffliche Kohlenforschung, Bergbauarchiv, 5/6, 1947.
[57] *Mackowsky M. Th.:* Mineralogische Probleme der Kohlenpetrographie, Glückauf, 81—84, 1948, vol. 9/10, pag. 163—164.
[58] *Mackowsky M. Th.* şi *Abramski C.:* Kohlenpetrographische Untersuchungsmethoden und ihre praktische Anwendung, Feuerungstechnik, 31, 1943, pag. 25—33 şi 49—58.
[59] *Mateescu I., dr. ing.:* Petrographische Untersuchungen der Kohlenflöze des liassischen Steinkohlenlagers von Anina-Steierdorf im Banat, Disertation, Freiberg, 1932.
[60] *Mateescu I., dr. ing.:* La pétrographie du charbon et ses applications pratiques, Anallele Minelor, 1933.
[61] *Mateescu I., dr. ing.:* Metodele de cercetare petrografică a cărbunelui, Analele Minelor, 1934.
[62] *Mateescu I., dr. ing.:* Studiul petrografic al cărbunilor din bazinul Văii Jiului cu privire specială asupra cărbunilor din regiunea Uricani — Cîmpul lui Neag, Anuarul Comitetului Geologic, vol. XXIX, 1956, pag. 1125—1194.
[63] *Noel R.:* Quelques applications pratiques de la connaissance des éléments végétaux constitutifs des charbons, Annales des Mines de Belgique, Novembre, 1955, pag. 952.
[64] *Nötzold E.:* Erforschung der Selbstentzündung der Kohle auf kohlenpetrographischer Grundlage, Glückauf, 76, 1940, pag. 245.
[65] *Nötzold E.* şi *Tschanner:* Bekämpfung eines Grubenbrandes und die hierbei gemachten Beobachtungen, Glückauf, 76, 1940, pag. 245.
[66] *Ploeg van der:* Verfestigung von Briketts für die Anfertigung von Anschliffen ohne Beeinträchtigung des Bitumens, Glückauf, 71, 1935, pag. 837.
[67] *Popescu Alexandrina:* Etudes pétrographiques et chimiques du charbon de Borsec (Roumanie), Anuarul Institutului Geologic al Romîniei, vol. XVI, 1934.
[68] *Potonié R.:* Einführung in die allgemeine Kohlenpetrographie, Editura Bornträger, Berlin 1924.
[69] *Prockat şi Städer:* Untersuchungen zur Frage der Steinkohlenbrikettierung, Glückauf, 1932, pag. 62.
[70] *Ramdohr P.:* Mikroskopische Beobachtungen an Graphiten und Koksen, Archiv für Eisenhüttenwesen, Nr. 1, 1928.
[71] *Raub J.:* Ein neuer Weg zur Bestimmung tektonischer Flözstörungen, Glückauf, 73, 1937, pag. 749—753.
[72] *Roll F.:* Zum Nachweis von Braunkohle neben Steinkohle, Braunkohle, 41, 1942, Nr. 51, pag. 596—598.
[73] *Schönmüller J. R.:* Die Gefügebestandteile des Flözes Sonnenschein und ihre Verkokbarkeit, Glückauf ,66, 1930, pag. 1125—1137.
[74] *Schohardt H.:* Grundlagen und neue Erkenntnisse der angewandten Braunkohlenpetrographie, Editura W. Knapp, Halle, 1943.
[75] *Sembol R.:* Entmischungsvorgänge in der Rheofeinkornrinne, Glückauf, 73, 1937, pag. 974—977.
[76] *Seyler C. A.:* Vorschläge zur praktischen Anwendung der Kohlenpetrographie, Brennstoff-Chemie, 32, 1951, pag. 353—357.
[77] *Stach E.:* Über Sporen und sporenähnliche Formen in der Kohle, Glückauf, 61, 1925, pag. 1529—1532.
[78] *Stach E.:* Sklerotien in der Kohle, Glückauf, 70, 1934, pag. 297—304.
[79] *Stach E.:* Lehrbuch der Kohlenmikroskopie, Editura Glückauf, Kettwig, 1949.
[80] *Stach E.:* Kohlenpetrographisches Praktikum, Gebrüder Bornträger — Berlin, 1928.
[81] *Stach E.:* Mattkohlengehalt und Inkohlungsgrad der Ruhrkohlenflöze, Glückauf, 66, 1930, pag. 1465.
[82] *Stach E.:* Die Sporen in der Flamm- Gasflamm- und Gaskohlen des Ruhrkarbons, Glückauf, 67, 1931, pag. 1118.
[83] *Stach E.:* Die Kutikulen in den Steinkohlen, Glückauf, 68, 1932, pag. 857—863.
[84] *Stach E.:* Die mikroskopische Erforschung der Kohlen im Kohlenreliefschliff, Braunkohle, 1928, pag. 587—592.
[85] *Stach E.:* Die Anwendung der Ölimersion in der Kohlenpetrographie, Glückauf, 73, 1937, pag. 330—333.
[86] *Stach E.:* Die Mattkohlengrundmasse, Glückauf, 67, 1931, pag. 1111—1118.
[87] *Stach E.:* Die Verfahren zur Festsellung des Glanzkohlengefüges, Glückauf, 69, 1933, pag. 267—270.
[88] *Stach E.: şi Kühlwein F. L.:* Die Anfertigung von Kohlenpräparäten und ihre Analysierung im projezierten Mikrobild, Brennstoff-Chemie, 12, 1931, pag. 147—150.
[89] *Stach E. şi Kühlwein F. L.:* Die mikroskopische Untersuchung feinkörniger Kohlenaufbereitungsprodukte im Kohlenreliefschliff, Glückauf, 64, 1928, pag. 841—845.
[90] *Stutzer O.:* Mikroskopische Untersuchungen an Braunkohlenbriketten, Braunkohle, 30, 1931, pag. 463—467.
[91] *Stutzer O şi. Romberg:* Anschliffbilder von Steinkohlenbriketten, Braunkohlenarchiv, 1935, pag. 30—34.

[92] *Szadecky-Kardoss E.:* Szenközettan, Académiai Kiado, Budapest, 1932.
[93] *Thiergart F.:* Vergleich des Finkenheerder Braunkohlenflözes mit der niederlausitzer Braunkohle auf Grund der Pollenführung, Braunkohle, 40, 1941, pag. 157—161.
[94] *Volkov N. A.:* Laboratornaia practica po petrografii uglei (Practica de laborator privind petrografia cărbunilor), Ugletehizdat, 1931.
[95] *Winter H.:* Die mikroskopische Untersuchung der Kohle im auffallenden Licht, Braunkohle, 23, 1924, pag. 605—613.
[96] *Winter H.:* Die Harzeinschlüsse in den Kohlen, Glückauf, 65, 1929, pag. 1405—1409.
[97] *Winter H.:* Die Anwendung der Röntgenstrahlen in der Steinkohlenpetrographie, Glückauf, 67, 1931, pag. 1105—1110.
[98] *Winter H., Mönnig H. și Free G.:* Untersuchungen über die analitische Zerlegung der Ruhrkohle, Glückauf, 71, 1935, pag. 389—396.
[99] *Zetsche F.:* Eine Methode zur Isolierung des Polymerbitumens (Sporenmembran, Kutikulen etc.), Braunkohle, 31, pag. 345—351 și 363—366.
[100] *Zetsche F. și Huggler:* Untersuchungen über die Membrane der Sporen und Pollen, Helvetica Chimica Acta, vol. 14, 1931, pag. 58—62 și 67—78.
[101] * * * : Der zweite Kongress für Karbonstratigraphie in Herleen, Glückauf, 71, 1935, pag. 1266—1277.

Contribuții la stabilirea unui nomenclator cifric al cărbunilor romînești

Dr. ing. **C. Crețulescu**

În industria de petrol a țării noastre s-a adoptat cu mult succes, încă din anul 1949, nomenclatura cifrică a uleiurilor minerale.

Uleiurile minerale romînești nu mai poartă nici marca fabricii, nici nu au vreo denumire sonoră sau exotică de reclamă, ci sînt denumite cu numere formate din trei pînă la cinci cifre.

Această denumire cifrică permite o interpretare științifică a caracteristicilor fizico-chimice ale uleiurilor minerale și, ca urmare logică, poate constitui un îndreptar asupra posibilităților practice de utilizare a acestora.

Prin acest fapt, denumirea cifrică s-a dovedit superioară vechilor denumiri comerciale, astfel că din anul 1949 încoace, la elaborarea standardelor de uleiuri minerale, la alcătuirea tablourilor cu recomandări de ungere pentru diverse mașini și motoare, în activitatea curentă de aprovizionare și desfacere de uleiuri minerale, în limbajul tehnicienilor din industria noastră de petrol, cum și în toate relațiile dintre producătorii și consumatorii de uleiuri minerale, se folosește numai nomenclatura cifrică. Vom da un exemplu pentru a demonstra cititorilor noștri superioritatea nomenclaturii cifrice a uleiurilor minerale față de vechea denumire comercială.

Să luăm uleiul mineral care avea înainte denumirea comercială: Gargoyle Mobiloil B.B.

Citind numele acestui ulei, nu putem avea nici o indicație științifică asupra viscozității uleiului, asupra dependenței viscozității acestui ulei în funcție de temperatură — ceea ce se traduce prin indicele de calitate Dean Davis — și nici asupra naturii parafinoase sau asfaltoase a hidrocarburilor ce alcătuiesc acest ulei, adică indicații asupra naturii țițeiului din care se fabrică uleiul de mai sus.

În nomenclatura cifrică a uleiurilor, uleiul menționat mai sus se numește „Ulei mineral 413" și pentru specialiștii în uleiuri, care cunosc cheia nomenclatorului de uleiuri minerale, nomenclator care a fost standardizat — STAS 871—49 — și prelucrat în publicațiile de specialitate, [1, 2, 3] — uleiul mineral 413 se interpretează a fi după cifrele componente:

— Un ulei mineral din grupa IV, deci cu un indice de viscozitate Dean Davis de min. 90, ca atare este un ulei de uns superior.

— Acest ulei are o viscozitate de 13° E, la temperatura de 50°C.

— Indicele Dean Davis ridicat al uleiului 413 ne arată că acest ulei este constituit din hidrocarburi parafinoase, deci un ulei care se fabrică din țițeiuri selecționate parafinoase prin procedee de rafinare cu solvenți selectivi.

— În ce privește posibilitățile de utilizare, cifra 413 ne arată că acest ulei poate fi folosit la acele locuri de ungere unde se cere un indice Dean Davis de min. 90 și o viscozitate de 13° E, la temperatura de 50°C (De exemplu: motoare de autovehicule și tractoare pe timp de vară, automotoarele C.F.R. și motoare Diesel stabile capsulate în perfectă stare).

Din cele expuse mai sus rezultă în mod neîndoielnic superioritatea denumirii cifrice a uleiurilor minerale față de vechea denumire comercială, care nu era susceptibilă de nici o interpretare tehnico-științifică.

Încercări de stabilire a unui nomenclator cifric pentru cărbunii romînești

Dat fiind avantajele pe care noua nomenclatură cifrică a uleiurilor minerale le-a dovedit în cursul ultimilor ani de aplicare în practică, încercăm prin prezenta să stabilim o nomenclatură cifrică pentru cărbunii romînești. Din descrierea de mai jos a nomenclatorului cifric pentru cărbuni, ca și din concluziile ce se vor desprinde din exprimarea numerică a cărbunilor romînești, specialiștii în cărbuni din țara noastră ca și ceilalți factori interesați în problemele legate de cărbuni se vor putea pronunța asupra utilității și eventual, asupra introducerii în practică a acestui nomenclator pe care îl prezentăm în studiul de față.

Denumirea cifrică a cărbunilor. Cărbunii de orice natură sau proveniență ar fi se notează printr-un număr format din patru cifre, numit număr de cod. De exemplu:

4326

Dacă este vorba de brichete de cărbuni, atunci se va scrie litera B înaintea numărului format din patru cifre, de exemplu:

B-2158

Lignitul deshidratat va fi notat prin litera D așezată înaintea numărului de patru cifre, de exemplu, D-2 239 și, în fine, pentru a nu se confunda mixtele cu ligniții, de care se apropie calitativ, se va scrie litera M îna-

intea numărului de patru cifre care caracterizează cărbunii micşti, de exemplu :

M-5 240.

Interpretarea denumirii cifrice. Pentru ca numărul cu patru cifre, care reprezintă o varietate de cărbuni, să ne dea indicaţii asupra caracteristicilor mai importante ale cărbunelui, am stabilit următoarele :

— Clasa miilor reprezintă conţinutul de cenuşă în procente raportat la cărbunele anhidru.

— Clasa sutelor reprezintă procentul de umiditate totală.

— Clasa zecilor şi unităţilor reprezintă puterea calorifică inferioară, exprimată în sute de calorii.

În acest sens, prima cifră — care reprezintă clasa miilor — va avea următoarele valori în funcţie de procentul de cenuşă raportat la cărbunele anhidru :

1 ... pentru un conţinut de cenuşă pînă la 10% inclusiv.
2 ... pentru un conţinut de cenuşă peste 10% şi pînă la 20% inclusiv.
3 ... pentru un conţinut de cenuşă peste 20% şi pînă la 30% inclusiv.
4 ... pentru un conţinut de cenuşă peste 30% şi pînă la 40% inclusiv.
5 ... pentru un conţinut de cenuşă peste 40% şi pînă la 50% inclusiv.

A doua cifră, care reprezintă clasa sutelor, din numărul de patru cifre, va avea următoarele valori în funcţie de procentul de umiditate totală a cărbunelui :

1 ... pentru un conţinut de umiditate totală pînă la 10% inclusiv.
2 ... pentru un conţinut de umiditate totală peste 10% şi pînă la 20% inclusiv.
3 ... pentru un conţinut de umiditate totală peste 20% şi pînă la 30% inclusiv.
4 ... pentru un conţinut de umiditate totală peste 30% şi pînă la 40% inclusiv.
5 ... pentru un conţinut de umiditate totală peste 40% şi pînă la 50% inclusiv.
6 ... pentru un conţinut de umiditate totală peste 50% şi pînă la 60% inclusiv.

A treia şi a patra cifră, adică clasa zecilor şi clasa unităţilor, reprezintă puterea calorifică inferioară a cărbunelui, exprimată rotunjit în sute de calorii.

Valorile sub o sută de calorii se vor neglija fără să se afecteze sensibil puterea calorifică a cărbunelui.

Ca urmare, a treia şi a patra cifră — adică ultimele două cifre ale numărului de patru cifre prin care este definit un cărbune — vor avea următoarea interpretare :

19 ... reprezintă o putere calorifică inferioară de 1900 kcal/kg.
20 ... reprezintă o putere calorifică inferioară de 2000 kcal/kg.
32 ... reprezintă o putere calorifică inferioară de 3200 kcal/kg.
45 ... reprezintă o putere calorifică inferioară de 4500 kcal/kg.
56 ... reprezintă o putere calorifică inferioară de 5600 kcal/kg.

Pentru aplicare, să luăm următoarele exemple :

Exemplul I. Ce varietate de cărbuni şi ce caracteristici fizico-chimice mai importante reprezintă cărbunele 5422 ?

Din numărul 5422 se vede că prima cifră este 5. cărbunele are deci un conţinut de cenuşă raportat la cărbunele anhidru cuprins între 40 şi 50%.

A doua cifră, care reprezintă umiditatea totală, ne arată că acest cărbune are o umiditate cuprinsă între 30 şi 40%.

Ultimele două cifre — 22 — arată că puterea calorifică inferioară a acestui cărbune este 2 200 kcal/kg.

Recapitulînd caracteristicile fizico-chimice deduse din denumirea cifrică a cărbunelui din acest exemplu, se obţine :

Cenuşă rap. la cărbune anhidru	40—50%
Umiditate totală	30—40%
Putere calorifică inferioară	2 200 kcal/kg

Se vede din datele de mai sus că aceste caracteristici nu pot aparţine decît unui cărbune tînăr, unui *lignit*. Procentul ridicat de cenuşă ne îndreptăţeşte să întrevedem o granulaţie mică.

Intr-adevăr, cărbunele examinat cu denumirea cifrică 5422 corespunde *lignitului* din bazinul Sălaj-Sărmăşag — mina Chiejd — sortul 0...30 mm, STAS 1319-54.

Exemplul 2. Ce varietate de cărbune şi ce caracteristici fizico-chimice, mai importante are cărbunele 1162 ?

Conform interpretării ce se dă cifrelor componente ale numărului de patru cifre, care reprezintă o varietate de cărbune, rezultă că avem de-a face cu un cărbune care are următoarele caracteristici :

Cenuşa raportată la cărbunele anhidru	10%
Umiditatea totală	10%
Puterea calorifică inferioară	6000 kcal/kg.

Se vede că acest cărbune nu poate fi lignit, ci numai un cărbune vechi, o *huilă*.

Intr-adevăr, cărbunele examinat cu denumirea cifrică 1 162, corespunde huilei de gaz STAS 300-55.

Exemplul 3. Din ce varietate de cărbune provin şi ce însuşiri fizico-chimice mai importante au brichetele B-2160 ?

Se vede că aceste brichete au următoarele caracteristici :

Cenuşă raportată la cărbunele anhidru	pînă la 20%
Umiditate totală	pînă la 10%
Putere calorifică inferioară	6000 kcal/kg

Din cauza puterii calorifice mari, aceste brichete nu pot fi nici de lignit, nici de cărbune brun de Codlea sau Comăneşti, ci numai din cărbuni bruni huiloşi de Valea Jiului.

Intr-adevăr, brichetele B-2160 reprezintă brichete din cărbuni de Valea Jiului, STAS 303-55.

Insumînd într-o tabelă caracteristicile fizico-chimice mai importante şi anume :

— procentul de cenuşă raportat la cărbunele anhidru ;
— procentul de umiditate totală ;
— puterea calorifică inferioară, ale tuturor varietăţilor de cărbuni — turbe, ligniţi, cărbuni bruni, cărbuni bruni huiloşi, huile şi antraciţi — produşi de industria noastră carboniferă, şi scriind în dreptul fiecărei varietăţi şi sort de cărbune denumirea cifrică corespunzătoare, se realizează nomenclatorul cifric al cărbunilor romîneşti.

Acest nomenclator poate fi completat şi cu celelalte varietăţi şi sorturi de cărbuni, ale căror norme interne sau standarde de calitate nu le-am avut la dispoziţie.

In nomenclatorul cifric al cărbunilor romîneşti, diversele varietăţi de cărbuni sînt aşezate în ordinea vechimii lor, în următoarele patru grupe :

Grupa I — Turbe.
Grupa a II-a — Ligniţi.
Grupa a III-a — Cărbuni bruni maţi şi smoloşi.
Grupa a IV-a — Cărbuni bruni huiloşi, huile şi antraciţi.

Din citirea numerelor de cod ale celor patru grupe de cărbuni observăm următoarele :

La cărbunii din grupa I: Se observă că pentru toate varietăţile acestor cărbuni foarte tineri — turbele — *primele două cifre sînt identice şi sînt permanent mai mari decît ultimele două cifre ale numărului de cod.*

Identitatea primelor două cifre reflectă asemănarea calitativă a turbelor de diverse provenienţe admise la livrare.

Pentru a nu se confunda notaţia cifrică a turbelor cu notaţia cifrică a ligniţilor (vezi grupa a II-a) care fiind şi ei cărbuni tineri au primele două cifre din numărul de cod mai mari decît ultimele două cifre, se scrie înaintea numărului de cod de patru cifre ce ca-

Nomenclatorul cifric al cărbunilor din R.P.R. (Propuneri).

Denumirea cărbunelui	Sort, mm	STAS sau N.I.	% cenușă raportată la turba cu umid. din STAS sau N.I.	% umiditate higroscopică admisă la livrare	Putere calorifică inferioară, kcal/kg.	Nr. de cod
Grupa a I-a: Turbe						
Turbă din bazinul Miercurea Ciuc	0—30	4340—54	22	38	2000	T—3420
„ „ „ „ „	30—70	4340—54	25	40	1950	T—3419
Turbă din bazinul Mîndra Făgăraș	calupuri	N.I. 30—53	25	35—40	2000	T—3420
„ „ „ Poiana Ștampei (Valea Dornei)	„	NI 31—53	22	40	2100	T—3421
„ „ „ Dersca-Cocorăni (Reg Suceava)	„	NI 32—53	28	35	1750	T—3417
„ „ „ Călățele-Huedin(Reg.Cluj)	„	NI 33—53	25	38	1900	T—3419

Denumirea cărbunelui	Sort, mm	STAS sau N.I.	% cenușă raportată la cărbune anhidru	% umiditate totală	Putere calorifică inferioară, kcal/kg.	Nr. de cod
Grupa a II-a: Ligniți						
Lignit din bazinul Horezu-mina Cucești	0—700	NI 21—53	22	32	2500	3425
„ „ „ Baia Mare-mina Tăuții de sus	0—30	NI 22—53	29	25	2500	3325
„ „ „ „ „ „ „ „	30—350	NI 22—53	24	25	2700	3327
„ „ „ Bara-Olt-mina Ilieni	0—30	NI 23—53	25	35	1800	3418
„ „ „ „ „ „ „	30—700	NI 23—53	20	35	2000	2420
„ „ „ Vașcău-mina Sighiștel	0—700	NI 24—53	25	25	2200	3322
„ „ „ Schitu-Goleşti mina Bîndea Berevoiești	0—30	NI 26—53	23	25	2100	3321
I d e m	30—700	NI 26—53	21	25	2300	3323
Lignit din bazinul Schitu-Goleşti-mina Boteni	0—700	NI 27—53	22	25	2500	3325
„ „ „ Oradea-mina Hidișel	0—700	NI 29—53	22	25	2200	3322
Lignit brut bazinul Armeniș	nesortat	1643 —50	24	22	2500	3325
Derna Tătăruș	30—350	1318 —54	23 —25	36,5—38,5	2500—2650	3425
Ojasca	0—30	1778 —54	43,5—46,5	22,5—24,5	2220—2330	5322
„	30—350	1778 —54	29 —31	25 —26	2830—3000	3329
Căpeni	0—30	1320 —54	30 —32	39,5—41,5	2025—2225	3421
„	30 - 350	1320 —54	19 —21	41,5—43,5	2300—2500	2523
Dolcești-mina Șotînga	0—700	1316 —55	32 —34	35 —37	2200—2370	4423
Schitu-Goleşti-mina Berevoiești	0—30	1315 —54	35,5—37,5	29 —31	2500—2700	4326
„ „ „ „	30—350	1315 —54	20,5—22,5	31,5—33,5	2950—3200	3431
„ „ „ „	30—700	1315 —54	20,5—22,5	31,5—33,5	2950—3200	3431
„ „ „ „	0—700	N. I. —57	31,5—33,5	34,5—36,5	2450—2550	4425
„ „ „ Godeni și Pescăreasa	0—30	1315 —54	34 —36	27,5—29,5	2600—2300	4327
„ „ „ Poenari	30—350	1315 —54	20,5—22,5	28,5—30,5	3100—3400	3331
„ „ „ „	30—700	1315 —54	20,5—22,5	28,5—30,5	3100—3400	3331
Sălaj-mina Sărmășag	0—30	1319 —54	41 —43	30,5—32,5	2100—2280	5422
„ „ „	30—350	1319 —54	30 —32	35 —37	2360—2530	3424
„ „ Chiejd	0—30	1319 —54	41 —43	30 —32	2160—2330	5422
„ „ „	30—350	1319 —54	28,5—30,5	36,5—38,5	2350—2530	3424
„ „ Bobota	0—30	1319 —54	43 —45	33,5—35,5	1940—2100	5420
„ „ „	30—350	1319 —54	25,5—27,5	36,5—38,5	2480—2650	3425
Voivozi	0—30	1318 —54	42 —44	31,4—33,4	2000—2100	5420
„	30—350	1318 —54	23 —25	36,5—38,5	2500—2650	3426
Rovinari	0—40	NI —56	42 —46	36 —40	1400—1700	5415
„	40—350	NI —56	32 —36	38 —42	1600—2000	4418
„	80—700	NI —56	25 —29	39 —43	2100—2400	3422
„	0—700	NI —56	35 —39	37 —41	1500—1900	4417
Filipeștii de Pădure	0—30	1317 —54	44 —46	26,5—28,5	2130—2300	5322
„ „ „	30—350	1317 —54	21,5—25,5	32 —34	2700—3000	3429
Sinersig	nesortat	2195 —51	35	48	2000	4520
Caransebeș-mina 1 Mai	0—30	NI 35—55	60 —66	26 —29	1300—1500	7314
„ „ „	30—350	NI 35—55	42 —47	29 —31	2000—2200	5321
„ „ „	0—700	NI 35—55	50 —57	30 —32	1650—1850	6417
Căpeni-mina Vărghiș	0—30	NI 3—56	34 —36	51 —53	1200—1400	4613
„ „ „	30—350	NI 3—56	27 —29	52 —54	1400—1600	3615
„ „ „	0—700	NI 3—56	31 —33	53 —55	1300—1500	4614
Bratca-mina Valea Neagră	0—30	NI 4—56	40 —44	36 —38	1800—2000	5419
„ „ „ „	30—350	NI 4—56	28 —32	36 —39	2250—2450	3423
„ „ „ „	0—700	NI 4—56	36 —38	37 —39	2020—2220	4421
„ „ Corniței	0—30	NI 4—56	38 —41	31 —33	2200—2400	4423
„ „	30—350	NI 4—56	24 —27	32 —34	2600—2800	3427
„ „ „	0—700	NI 4—56	29 —33	32 —34	2500—2700	4426
Ceptura	0—30	5499 —57	42 —46	31 —33	1950—2150	5420
„	30—350	5499 —57	28 —30	28 —30	2550—2750	3326
„	0—700	5499 —57	32 —34	27 —29	2650	4326
Filipeștii de Pădure deshidratat	0—15	NI 73—52	45	19	2000	D-5220
„ „ „ „	15—40	NI 73—52	33	16	2900	D-4229

Denumirea cărbunelui	Sort, mm	STAS sau N. I.	% cenuşă raportată la cărbune anhidru	% umiditate totală	Putere calorifică inferioară kcal/kg.	Nr. de cod
Filipeştii de Pădure deshidratat	40—120	NI 73—52	23	18	3500	D-3235
Schitu-Goleşti parţial deshidratat	0—30	1816—55	34 —35	15 —17,5	3130—3260	D-4232
„ „ „ „	30—350	1816—55	18 —20	17 —19	3860—4060	D-2239
Sălaj-mina Ip	0—30	Anteproiect STAS 1956	42 —44	34 —36	1700—1900	5418
„ „ „	30—350	I d e m	32 —34	35 —37	2100—2300	4422
GRUPA a III-a: **Cărbuni bruni maţi şi smoloşi**						
Borsec	0—30	NI 20—53	26	22	2800	33—28
„	30—350	NI 20—53	24	20	3000	32—30
Mehadia-Valea Bolvaşniţei	0—30	NI 25—53	33	18	2600	42—26
„ „ „	30—350	NI 25—53	30	16	3000	32—30
Aliceni-Luna Negreşti Bazinul Oaşului	0—350	NI 28—53	22	18	3000	32—30
Şorecani	0—10	1267 —50	47	15	2800	52—28
„	10—16	1267 —50	35	14	3200	42—32
„	16—300	1267 —50	27,6	13	3800	32—33
„	0—30	4590 —54	38,5—42	11,5—13,5	3160—3570	42—34
„	30—350	4590 —54	28 —30,5	10,5—12	4000—4230	32—41
Comăneşti	0—16	1047 —56	43 —45	11 —13	3150—3350	52—32
„	5—16	1047 —56	41 —43	11 —13	3250—3500	52—34
„	16—300	1047 —56	32,5—34,5	11 —13	3800—4000	42—39
„	0—300	1047 —56	36 —38	11 —13	3500—3700	42—36
„	brichete	1048 —52	34	11	3900	B-42—39
Ţebea	0—30	NI 6—56	23 —25	25 —26	3300—3500	33—34
„	0—350	5037 —55	22 —24	22,5—24,5	3500—3700	33—36
„	30—350	NI 6—56	21 —23	24 —26	3500—3700	33—36
Codlea	10—16	1268 —54	31 —33	9 —10	4150—4400	41—43
„	16—300	1268 —54	26,5—28,5	9 —11	4400—4660	31—45
„	brichete	4567 —54	35,5—38,5	6 —7	4100—4200	B-41—41
Valea Almaşului-Surduc	0—16	1283 —57	36 —40	12 —14	3500	42—35
„ „ „	16—300	1283 —57	35 —38	11 —13	4500	42—45
GRUPA a IV-a: **Cărbuni bruni huiloşi, huile şi antraciţi**						
Brun huilos spălat Valea Jiului	0—80CFR	302—54	16,8—18,8	8,5—10,5	5425—5675	2156
„ „ „ Petrila	0—10	299—54	17,5—19,5	14 —16	5130—5240	2252
„ „ „ „	3—16	299—54	16,5—18,5	10 —12	5300—5570	2154
„ „ „ „	10—20	299—54	17 —18	9,5—11,5	5370—5560	2155
„ „ „ „	16—20	299—54	16,5—17,5	8 —10	5490—5710	2157
„ „ „ „	20—40	299—54	17 —19	6,5—8	5540—5780	2157
„ „ „ „	10—80	299—54	17 —19	7 —9	5470—5730	2157
Micşti Valea Jiului-minele Petrila Aninoasa şi Lonea	0—30	561—49	35,9—44,2	11 —14	3700—4300	M-5240
Semicocs Valea Jiului	brichete	304—49	17,5—21	3 —4	5640—6100	B-2158
Blocuri Valea Jiului-minele Petrila, Aninoasa şi Lonea	80—300	298—55	14 —16	3,5—4 ,5	5900—6300	2161
Blocuri Valea Jiului-Lupeni-Uricani	80—300	298—55	14 —16	3,5—4 ,5	6400—7100	2168
Cărbune brun Valea Jiului- minele Aninoasa, Lonea, Petrila	brichete prismatice	NI 10—52	19	3,7	5200	B-2152
Blocuri Valea Jiului-mina Vulcan	80—300	NI 42—55	16,5—18,5	3,5—4 ,5	5800—6000	2159
Antracit Lupac	0—15	1511—55	32 —34	6 —7 ,5	4750—4950	4148
Brichete din sort 0-10 cărb. Valea Jiului	brichete	303—55	17 —19	3 —4	5900—6100	B-2160
Cărbune brun huilos brut amestec Aninoasa, Lonea, Petrila	0—80	NI 14—56	31,4	9,2	4200—4400	3143
Huilă de gaz spălată pentru cocs metalurgic bazin Valea Jiului. Preparaţia Lupeni	0—10	300—55	8 —9	9 —10	6200—6390	1152
Huilă de gaz spălată bazin Valea Jiului. Preparaţia Lupeni	0—10	4568—54	19 —21	12 —13,5	5200—5420	2253
I d e m	10—80	4568—54	17,5—19,5	4,5—6 ,5	5750—6050	2159
Huilă de cocs pentru scopuri term. bazin Anina	0—2	4570—54	23,5—23,5	19 —21	4400—4650	3245
I d e m	0—30mixt	4570—54	53 —55,5	7 —9	3200—3500	M-6134
I d e m	0—30brut	4570—54	30 —40	2,5—4,5	4500—4850	4147
I d e m	60—400	4570—54	28 —31	0,6—2,6	5400—5700	3156
Cărbune bazin Valea Jiului-Lupeni	0—0,5	4842—55	15 —18	25 —27	4500—4700	2346
Idem Petrila	0—0,5	4842—55	17 —19	27 —23	4150—4300	2342
Huilă cocsific. din bazinul carbonifer Secul		1186—50	22,5	4	6000	3160
Huilă cocsific. din bazinul carbonifer Doman		1187—50	16,5	3,5	6500	2165
Huilă bazinul carbonifer Baia Nouă		1721—50	31	2	5500	4155
Huilă de gaz spălată CFR	0—80	4569—54	18 —20	6,5—8 ,5	5800—5970	2159

racterizează calitatea unei turbe, litera T (turbă). De exemplu:

T — 3419 (Turbă de Călăţele).

La cărbunii din grupa a II-a: Se observă că pentru toate varietăţile de lignit, *primele două cifre sînt mai mari decît ultimele două cifre ale numărului de cod.*

Această particularitate ne poate permite de a preciza dintr-o singură privire, dacă numărul de cod format din patru cifre, reprezintă un cărbune din grupa ligniţilor.

Notînd primele două cifre mari, cu N_1 N_2 şi pe ultimele două cifre — care sînt mai mici decît primele două cifre — cu n_3 n_4, rezultă că pentru toate varietăţile de lignit numărul de cod poate fi exprimat prin notaţia generală:

$$N_1 \; N_2 \; n_3 \; n_4$$

Excepţie de la această regulă generală fac numai granulaţiile mari ale lignitului deshidratat parţial, ale căror caracteristici fizico-chimice au trebuit să se modifice în urma operaţiilor de deshidratare.

Din această cauză, în nomenclator, lignitul deshidratat parţial va avea înaintea numărului de patru cifre, litera D (deshidratat).

La cărbunii din grupa a IV-a: Se observă că pentru toate varietăţile de cărbuni vechi din această grupă, la numărul de cod, *ultimele două cifre sînt mai mari decît primele două cifre.*

Se înţelege că această particularitate ne poate permite să stabilim cu uşurinţă dintr-o mulţime de numere de cod ce reprezintă diverşi cărbuni, care cărbuni fac parte din grupa a IV-a.

Notînd primele două cifre mici cu n_1 n_2 şi ultimele două cifre mari cu N_3 N_4, rezultă că pentru toate varietăţile de cărbuni vechi, ce intră în grupa a IV-a din prezentul nomenclator, numărul de cod poate fi exprimat prin notaţia generală:

$$n_1 \; n_2 \; N_3 \; N_4.$$

Excepţie de la această regulă generală fac numai cărbunii micşti, care, din cauza conţinutului mare de cenuşă şi a puterii calorifice reduse, se aseamănă cu ligniţii, astfel că numerele din cod — din această cauză — au înfăţişarea numerelor de cod ce reprezintă ligniţi. Pentru a nu se confunda numerele de cod ale micstelor cu ligniţii se scrie înaintea numărului de cod al cărbunilor micşti, litera M (micşti).

La cărbunii din grupa a III-a: In această grupă, în care sînt încadraţi cărbunii bruni maţi şi smoloşi, nu observăm la cifrele de cod elementele de simetrie pe care le prezintă cărbunii din grupele I, a II-a sau a IV-a. Faptul că în această grupă figurează un număr mai redus de zăcăminte carbonifere, iar cărbunii din această grupa au — din cauza însuşirilor lor chimico-tehnice — utilizări mai restrînse decît cărbunii din grupa a IV-a, nu constituie un impediment lipsa unor elemente de simetrie la numerele de cod ale acestor cărbuni.

Pentru a putea fi deosebite de numerele de cod ale cărbunilor din grupele I, II sau IV, numerele de cod ale cărbunilor bruni maţi şi smoloşi sînt scrise în nomenclator în grupe de cîte două cifre, de exemplu:

52 — 32 sau 31 — 45.

Scrierea în grupe de cîte două cifre a numărului de cod şi lipsa unor particularităţi simetrice de care beneficiază numai grupele I, II şi IV de cărbuni, ne permite să identificăm uşor din mai multe numere de cod prezente, cărbunii care fac parte din grupa a III-a.

Particularităţile simetrice ce le prezintă numerele de cod ale cărbunilor din grupa a II-a şi grupa a IV-a, care permit identificarea rapidă a naturii cărbunilor încadraţi în grupele de mai sus, apar şi mai avantajoase pentru nomenclatorul de faţă dacă se ţine seama că din grupa a II-a fac parte ligniţii ce sînt prezenţi în majoritatea bazinelor carbonifere ale ţării şi că din grupa a IV-a fac parte cărbunii cu utilizări speciale şi multiple.

Excepţiile de la regulile de simetrie pe care le fac lignitul deshidratat (la grupa a II-a) şi cărbunii micşti (la grupa a IV-a) nu afectează posibilităţile de aplicare generală a notaţiilor cifrice ce servesc pentru identificarea rapidă a naturii cărbunilor din grupele II sau IV, deoarece, atît lignitul deshidratat cît şi cărbunii micşti intră cu o pondere foarte mică în grupele din care fac parte.

Propuneri de utilizare a nomenclaturii cifrice a cărbunilor

Factorii interesaţi vor aprecia dacă utilizarea nomenclaturii cifrice pentru cărbuni va putea să se introducă atît în standardele de calitate a cărbunilor, cît şi în actele oficiale prin care se stabilesc relaţii între producătorii şi consumatorii de cărbuni.

In sectorul aprovizionării cu combustibil a depozitelor ce deservesc populaţia sau întreprinderile, sosesc zilnic vagoane de cărbuni de la minele furnizoare fără nici o specificaţie a caracteristicilor fizico-chimice.

Se descarcă cărbunii în curtea depozitelor fără să se lase pentru beneficiari nici o indicaţie cît de sumară asupra calităţii acestor cărbuni.

In aceleaşi condiţii sînt aprovizionate şi majoritatea întreprinderilor consumatoare de cărbuni.

Majoritatea consumatorilor — populaţie, instituţii sau întreprinderi — nu au posibilitatea să analizeze cărbunii cumpăraţi din depozitele de combustibil.

Beneficiarii primesc cărbuni care abia de pot fi definiţi prin localitatea de unde provin, fără să aibă nici o indicaţie asupra caracteristicilor de bază ale cărbunilor pe care trebuie să-i consume.

In prezent, situatia este de aşa natură, încît depozitele de combustibil nu ştiu ce însuşiri de bază au cărbunii pe care-i vînd, iar consumatorii nu pot şti ce însuşiri au cărbunii pe care urmează să-i utilizeze.

Această situaţie este deosebit de grea în special pentru beneficiarii care trebuie să înlocuiască anumite cantităţi de lemne de foc cu cărbuni — potrivit legilor în vigoare — sau să facă repartiţii de cărbuni pe baza necesarului de calorii, pentru diverse unităţi consumatoare sau locuri de ardere.

Sîntem de părere că livrarea cărbunilor către diverşi beneficiari, depozite de combustibil, instituţii sau întreprinderi, însoţită de numărul de cod al cărbunelui conform nomenclatorului cifric descris în lucrarea de faţă, nu va îngreuna cu nimic livrările sau formularistica de expediţie, deoarece este vorba doar de a scrie o cifră pe avizul de expediţie al vagonului de cărbuni, ci va veni mult în ajutorul depozitelor de combustibil şi al consumatorilor de cărbuni.

Cunoscînd cenuşa, umiditatea şi puterea calorifică, responsabilii depozitelor de combustibil vor putea să stivuiască cărbunii în incinta depozitelor de combustibil pe varietăţi apropiate calitativ, iar beneficiarii vor putea să se orienteze asupra calităţii cărbunilor pe care trebuie să-i utilizeze în diferite locuri de ardere.

Numărul de cod indicînd caracteristicile de bază ale cărbunilor ar putea fi scris pe o tăbliţă indicatoare şi înfipt în stivele din incinta depozitelor, imediat după descărcarea vagoanelor cu cărbuni.

Bibliografie

[1] *Creţulescu C., dr. ing.:* Standardizarea uleiurilor minerale. Buletinul de Standardizare, nr. 11, pag. 379—386 (1949).

[2] *Creţulescu C., dr. ing.:* Noua denumire a uleiurilor minerale. Revista Petrol şi Gaze, nr. 1, pag. 43—44 (1950).

[3] *Creţulescu C., dr. ing.:* Progrese în nomenclatura lubrifianţilor romîneşti. Revista Petrol şi Gaze, nr. 3, pag. 22—24 (1951).

Comunicări ale Institutului de Cercetări Miniere

683 Bra 3/58
LEFORDITVA

Utilizarea industrială a baritei și problema preparării ei în R.P.R.

Ing. **Popa Teodor**, ing. **Ion Ioan**, ing. **Tulliu Dumitru**

I. Considerații generale

Barita—sulfat de bariu natural (SO_4Ba) constituie o materie primă cu pondere economică datorită multiplelor sale utilizări în diferite ramuri industriale.

Din punct de vedere al comportării chimice, barita este foarte inertă, intrînd foarte greu în reacție cu alte substanțe, este insolubilă în apă, în solvenți organici și în acizi slabi.

Caracteristicile fizico-chimice principale, care au determinat utilizarea baritei în diferite domenii industriale, sînt:

— conținut mare în SO_4Ba;
— culoare albă;
— inerție chimică;
— capacitate de adsorbție a razelor.
— caracterul otrăvitor al compușilor de bariu;
— greutate specifică mare.

Cantitatea mare de bariu din barită a determinat întrebuințarea ei ca materie primă naturală la obținerea diferitelor săruri și preparate de bariu în industria chimico-farmaceutică.

Culoarea albă a baritei a determinat întrebuințarea ei în industria de lacuri și vopsele la fabricarea litoponului, a culorilor deschise și a diferitelor lacuri. Datorită aceleiași proprietăți, barita este întrebuințată la fabricarea unor sorturi albe de hîrtie specială.

Inerția chimică a baritei face posibilă utilizarea ei ca material de umplut, la cauciuc, hîrtie, vopsele și lacuri.

Datorită capacității baritei de a adsorbi raxele X, ea se întrebuințează în compoziția diferitelor materiale de construcții speciale, utilizate la izolarea încăperilor în care sînt instalate aparatele Röntgen.

Caracterul toxic al compușilor de bariu determină folosirea baritei în agricultură, ca mijloc de luptă împotriva rozătoarelor.

In general, cea mai mare consumatoare de barită rămîne industria petrolului. Datorită greutății sale specifice mari, barita se întrebuințează ca material de îngreunare a noroaielor la forajul sondelor de petrol.

De asemenea, barita se întrebuințează ca material de îngreunare la fabricarea anumitor sorturi de hîrtie, carton, cauciuc și mase plastice.

In trecut, toate necesitățile de barită ale industriei romînești erau acoperite din import, în special din Italia, de unde se importau concentrate de barită cu cca. 92% SO_4Ba și, în ultimul timp, din R.P. Bulgară, de unde s-a importat barită brută cu un conținut de 60—80% SO_4Ba.

Descoperirea și punerea în valoare în ultimii ani a unui important zăcămînt de barită la noi în țară, în Dobrogea, precum și cerințele imediate și mereu crescînde ale industriei petrolului — care necesită concentrate de barită de calitate superioară, pentru îngreunarea noroaielor de foraj — au ridicat o problemă a cărei rezolvare constituie o preocupare de primă importanță pentru economia noastră națională.

Valorificarea rațională a baritei din zăcămîntul din Dobrogea, cu extragerea cît mai completă a substanței minerale utile și obținerea de concentrate de calitate superioară, a constituit în ultimii ani obiectul de studii și cercetări al institutelor de specialitate din țara noastră.

Cercetările de preparare efectuate pînă în anul 1956, precum și cele privind comportarea concentratelor obținute la îngreunarea noroaielor de foraj, nu au fost încununate de succes. Această situație a determinat reluarea studiului de preparare a baritei de la Somova pe baze cu totul noi și ținînd seama — în mod deosebit — de cerințele industriei petrolului.

II. Compoziția chimico-mineralogică

Zăcămîntul de barită de la Somova are un conținut mediu de 55—60% SO_4Ba. In masa zăcămîntului, variațiile de conținut sînt cuprinse între 40 și 70% SO_4Ba. In funcție de variația de conținut în sulfat de bariu, variază și conținutul în elementele minerale sterile însoțitoare, și anume: 35—42% CO_3Ca, 2—7% SiO_2 și 0,8—1,5 SO_4Cu.

Cercetările de preparare au fost efectuate în timp, cu probe cu conținuturi diferite între 40 și 60% SO_4Ba.

Compoziția chimică medie a probelor, asupra cărora s-au efectuat încercările de preparare în anul 1956, a indicat:

SO_4Ba	— 50 — 52%
CO_3Ca	— 36 — 38%
SiO_2	— 5 — 6%
SO_4Cu	— 0,8 — 1%

Minereul este alcătuit, în general, dintr-o masă de calcar fin cristalin, în care sînt diseminate cristale de baritină de dimensiuni reduse, în cea mai mare parte sub 1 mm.

Minereul este compact, de culoare cenușie și omogen.

Fluorina, sulfurile metalice și oxizii de fier apar subordonat și reprezintă 4—5% din masa minereului.

Asociația cea mai frecventă o constituie baritina cu calcitul și, parțial, cu cuarțul.

Aproximativ 30% din baritină se prezintă în granule sub 0,15 mm. Deși asociația baritinei cu cuarțul este foarte strînsă, proporția redusă de cuarț nu afectează în asociație decît 2—3% din baritină.

Prin caracteristicile sale fizico-chimice barita de la Somova se încadrează în grupul minereurilor fin concrescute și cu gangă calcaroasă.

III. Cerințele industriei petrolului și procedeele de preparare a baritei

Precizarea caracteristicilor pe care trebuie să le îndeplinească barita pentru a fi utilizată la îngreunarea noroaielor de foraj se determină prin analize fizice.

Aceste analize se efectuează pe probe de noroi de greutăți specifice diferite ($\gamma = 1{,}3—2$), realizate cu ajutorul baritei și comportă în esență determinări privind:

— greutatea specifică calculată;
— greutatea specifică reală;
— viscozitatea noroiului;
— capacitatea de filtrare;
— gelația;
— finețea de măcinare.

Prin determinarea acestor elemente pe noroaie îngreunate cu diferite probe de barită, comparativ cu o probă etalon de baritină pură, au fost precizate următoarele condiții pentru ca barita să corespundă cerințelor celor mai exigente ale industriei petrolului:

a) greutate specifică minimă: 4—4,15;
b) conținut în SO_4Ba: > 90%;
c) conținut în săruri solubile: < 0,35;
d) finețe de măcinare: refuz pe sita de 0,06 mm, max. 20%, refuz pe sita de 0,15 mm, max. 2%;

In general, barita brută, așa cum se găsește în zăcămintele respective, nu poate să îndeplinească condițiile mai sus menționate, impunîndu-se de la bun început problema preparării baritei.

Procedeele de preparare care pot să vină în discuție pentru concentrarea minereurilor de barită sînt în general cele hidrogravitice și flotația.

In cazul minereurilor de fină concrescență și cu gangă calcaroasă, pot veni în discuție concentrarea pe mese și flotația.

IV. Studii de preparare efectuate asupra baritei de Somova în anii 1953—1955

Cercetările privind posibilitățile de preparare a baritei de Somova efectuate în anii 1953—1955 au fost axate, după cum era și firesc, pe linia încercărilor de concentrare pe mese și prin flotație.

Prin prepararea întregii mase de minereu, prin unul din procedeele mai sus-menționate, rezultatele au fost nesatisfăcătoare.

Prin concentrare pe mese, după o măcinare a minereului sub 0,3 mm, deși se obțineau concentrate cu cca. 90% SO_4Ba. rezultatele în ansamblul lor erau slabe, datorită recuperării scăzute în substanță utilă. Această recuperare scăzută în substanță utilă se datora pe de o parte prezenței produselor intermediare, care dacă ar fi fost adăugate concentratelor ar fi condus la o scădere a conținutului lor în SO_4Ba, dar mai ales pierderilor de substanță utilă în clasa fină de material care nu poate fi tratată în mod eficient pe mese.

Se menționează că barita este foarte friabilă și prin măcinare produce mult material fin.

Prin flotație nu s-au putut obține rezultate mulțumitoare, datorită dificultăților de separare a baritei de calcită prin rețetele de reactivi utilizate, indicate de altfel de literatura de specialitate. Nu s-au putut obține concentrate cu peste 86% SO_4Ba și se impunea o prealabilă deșlamare a minereului, care singură și de la bun început conducea la pierderi mari de substanță utilă.

Singura soluție, oarecum mulțumitoare, a fost găsită prin combinarea celor două metode.

Aceste cercetări au fost sintetizate într-un studiu de laborator efectuat în anul 1953 pe o probă de barită cu 41% SO_4Ba și un studiu în fază pilot efectuat în anul 1955 pe o probă de barită cu 60% SO_4Ba.

In ambele cazuri s-au obținut concentrate cu cca. 87% SO_4Ba, cu o recuperare de 70% SO_4Ba.

Neajunsurile — care creau rezerve și în ultimă analiză au impus reluarea studiului de preparare privind barita de Somova — au fost, în ordinea crescîndă a importanței lor, următoarele:

1. Se preconiza o soluție de flux tehnologic complicată (fig. 1), impunînd combinarea concentrării pe mese și flotația cu o prealabilă clasare și deșlamare a materialului.

Flotația însăși era complicată, necesitînd trei reflotări pînă la obținerea concentratului final și indicînd o rețetă de reactivi îndeajuns de încărcată, constînd din:

— carbonat de sodiu	—	11,250 kg/t
— silicat de sodiu	—	2,250 kg/t
— sulfat de cupru	—	2,250 kg/t
— oleat de sodiu	—	0,625 kg/t

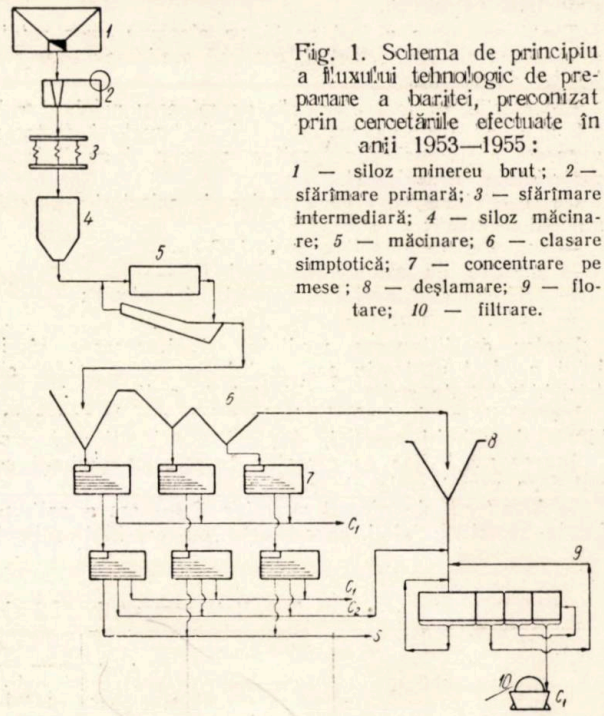


Fig. 1. Schema de principiu a fluxului tehnologic de preparare a baritei, preconizat prin cercetările efectuate în anii 1953—1955:
1 — siloz minereu brut; *2* — sfărîmare primară; *3* — sfărîmare intermediară; *4* — siloz măcinare; *5* — măcinare; *6* — clasare simptotică; *7* — concentrare pe mese; *8* — deșlamare; *9* — flotare; *10* — filtrare.

Concentratele obținute prin preparare trebuiau să fie remăcinate, pentru a corespunde cu finețea utilizării în industria petrolului.

2. Indicii tehnologici realizați prin fluxul preconizat nu erau întrutotul mulțumitori, reflectîndu-se în următoarele valori finale:

conținut de SO_4Ba concentrat	—	87%;
extracție în SO_4Ba	—	70%;
conținut de SO_4Ba în steril	—	> 20%.

3. Cercetările efectuate de către Laboratorul central de cercetări științifice Cîmpina, privind comportarea concentratelor obținute la îngreunarea noroaielor de foraj, au condus la rezultate negative.

Concentratele obținute nu au corespuns cerințelor industriei petrolului.

— Greutatea specifică a concentratelor era sub limită ($\gamma = 3{,}8—3{,}9$).

— Era diferență mare de valori între greutatea specifică calculată a noroaielor și cea real obținută.

— Valorile de indici de viscozitate și gelație erau prea mari.

— In compoziția noroaielor de foraj, barita obținută prin flotație prezenta tendința de a pluti, de a nu se umecta și de a spuma.

V. Cercetări de preparare a baritei efectuate în 1957

Considerațiunile menționate mai sus au impus reluarea cercetărilor de preparare, cu premiza realizării următoarelor obiective:

— flux tehnologic cît mai simplu;
— indici tehnologici cît mai ridicați;

— obținerea unui concentrat care să corespundă cerințelor industriei petrolului.

Datorită concrescenței foarte înaintate și friabilității minereului, s-au eliminat de la început cercetările de preparare pe cale gravimetrică. Finețea de măcinare necesară desfacerii asociațiilor minerale constituiente ale minereului conduce la o cantitate relativ mare de material, sub 50—60 μ, care la rîndul lui conduce la pierderi de substanță utilă prin concentrare pe mese.

S-a studiat de la început numai flotația baritei de Somova și aceasta la finețea corespunzătoare cerințelor industriei petrolului.

Toată problema a fost axată pe alegerea unor rețete de reactivi cît mai selectivi, care să realizeze separarea baritei de calcită.

Cercetările au fost efectuate cu minereu măcinat sub 0,1 mm, cu flotarea materialului deșlamat și flotarea separată a șlamurilor respective, precum și cu flotarea materialului nedeșlamat.

Ca reactivi de bază cu caracter de colectori-spumanți au fost încercați:

— amestec de alcooli superiori C_{10-16}
— amestec de alcooli superiori C_{16-21}
— acid dialchil naftalin sulfonic (penetrol);
— alcool superior C_{16}.

Pentru condiționarea mediului și depresarea sterilului au fost utilizați: carbonatul de sodiu, acidul citric, hidratul de sodiu și silicatul de sodiu.

Incercările au fost efectuate în rețete simple sau combinate de diferiți reactivi, din cei menționați mai sus.

Asupra reactivilor cu caracter de colector-spumant se pot face următoarele observații:

— Amestecul de alcooli superior C_{10-16} are o acțiune foarte selectivă, dînd concentrate cu conținut ridicat de SO_4Ba. Acțiunea de colectare a acestui alcool este scăzută, sterilele de la flotație rămînînd cu un conținut de SO_4Ba îndeajuns de ridicat.

— Amestecul de alcooli superiori C_{16} — C_{21} se prezintă cu caracteristici inverse celui anterior. Datorită unei puternice acțiuni colectoare și unei slabe acțiuni selective, conduce la obținerea de concentrate impure și sterile curate.

— Penetrolul nu se evidențiază printr-o acțiune deosebită colectoare sau selectivă. Necesită un timp mare de condiționare (30').

— Alcoolul superior C_{16} întrunește calități optime atît din punct de vedere al acțiunii de colectare, cît și al celei de selectivitate.

In tabela 1 și în fig. 2 sînt cuprinse rezultatele comparative ale celor patru reactivi mai sus-menționați, obținute prin încercări de flotație cu un minereu cu un conținut mediu de 46—47% SO_4Ba.

Pe baza încercărilor efectuate, s-a determinat ca optimă pentru flotarea baritei de la Somova, următoarea rețetă de reactivi.

— silicat de sodiu 1000—1400 g/t
— alcool superior C_{16} 1000—1300 g/t

In afara rețetei de reactivi, condițiile determinate ca optime pentru flotarea baritei sînt:

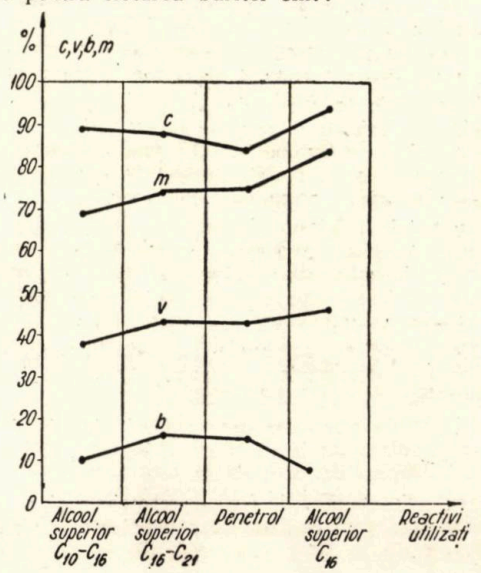


Fig. 2. Diagrama comparativă a indicilor tehnologici obținuți la flotația baritei prin utilizare de colectori diferiți.

Tabela 1

Rezultate comparative folosind diferiți reactivi la flotarea baritei

Reactivii utilizați	Consum, g/t	Conținut SO_4Ba_2 în original	Concentrat			Produs intermediar			Steril		
			Extr. greut., v%	Conținut SO_4Ba, c%	Extr. subst. utilă, m%	v%	c%	m%	v%	b%	m%
Alcool superior $C_{10}—C_{16}$	1 600	50	38	89,6	69,6	23,6	47,9	23,0	38.4	10,17	7,4
Alcool superior $C_{16}—C_{21}$	1600	50	43,6	88,2	74,2	31,3	30	17,8	25,1	16,5	8,0
Penetrol	1 000	50	45,3	84,0	75,0	15	37,73	11,1	43	15,75	9,4
Alcool superior C_{16}	1 200	50—51	46	94	84	9	38	6	43	8	7

a) finețea de măcinare: 0,1 mm
b) diluția tulburelii la flotare: 1 : 3—3,5
c) diluția tulburelii la reflotare: 1 : 4—4,5
d) pH-ul tulburelii: 7—7,3
e) timp de flotare primară: 16 min
f) timp de flotare de curățire: 6 min
g) timp de reflotare: 12 min

In aceste condiții din minereul de barită de la Somova cu un conținut mediu de 51—52% SO_4Ba, se obține:

— un concentrat cu un conținut mediu de 94—95% SO_4Ba, reprezentînd ca extracție în greutate 46—47% și ca extracție în substanță utilă 84—86%;

— un produs mediu cu un conținut de 38—40% SO_4Ba, reprezentînd ca extracție în greutate 9—10% și ca extracție în substanță utilă 6—8%;

— un steril cu un conținut mediu de 8—9% SO_4Ba, reprezentînd ca extracție în greutate 43—44% și ca pierdere de substanță utilă 7—8%.

In legătură cu doi factori esenţiali în procesul de flotaţie — fineţea de măcinare şi variaţia de conţinut a minereului original — se pot face următoarele precizări:

1. Fineţea de măcinare a constituit obiectul unor discuţii şi experimentări amănunţite, determinate fiind de gradul de asociere al minereului, gradul lui de friabilitate, existenţa şi influenţa şlamurilor în procesul de flotaţie a baritei şi cerinţele de fineţe legate de utilizarea la noroaiele de foraj.

Fineţea de măcinare pentru încercările de flotaţie a fost aleasă de la început — 0,1 mm, pentru ca, concentratele obţinute să poată corespunde din acest punct de vedere cerinţelor industriei petrolului.

Incercările de măcinare la această fineţe s-au făcut în condiţii deosebite (măcinare selectivă) şi în condiţii normale şi obişnuite altor minereuri. Nu s-au constatat diferenţieri marcante de rezultate de analize granulometrice ale materialului măcinat şi mai ales nu s-a constatat vreo influenţă a şlamurilor în procesul flotaţiei.

Analiza granulometrică a materialului măcinat în condiţii obişnuite la — 0,1 mm indică:

30 —100 μ — 30 — 32%
20 — 30 μ — 25 — 27%
15 — 20 μ — 21 — 23%
< 20 μ — 20 — 28%

S-au obţinut prin flotaţie rezultate optime fără nici o prealabilă deşlamare a minereului măcinat în condiţiile de mai sus.

Analizele de sită efectuate asupra minereului măcinat şi a concentratelor obţinute prin procesul flotaţiei indică:

1a.

Dimensiunea ochiurilor sitei, mm	Refuzul sitei, %	
	Minereu măcinat	Concentrat
+0,10	3,0	1,0
+0,06	29,0	17—18
—0,06	68,0	81—82

Pentru stabilirea gradului de măcinabilitate s-au făcut încercări comparative cu un minereu etalon de la Ruschiţa.

S-a luat în considerare fineţea la care trebuie măcinat minereul de la Somova, care este de — 0,1 mm şi căreia îi corespunde o trecere de cca. 85% prin sita de 200 de ochiuri/ţol (0,075 mm).

Gradul de măcinare este dat de relaţia:

$$K = \frac{t_o}{t_m} = \frac{24}{14} \cong 1{,}7 \qquad (1)$$

în care:

t_o este timpul de măcinare a minereului etalon la finetea dorită:

t_m — timpul de măcinare a baritei la aceeaşi fineţe.

După cum se vede din fig. 3 şi din relaţia de mai sus, barita are un grad de măcinare de 1,7, ceea ce denotă o rezistenţă la măcinare foarte scăzută şi implicit o capacitate de măcinare mare, în comparaţie cu minereul etalon.

2. Asupra variaţiei de conţinut în SO_4Ba a minereului original şi influenţei pe care o are în procesul flotaţiei şi a calităţii produselor obţinute, se pot face următoarele precizări:

— S-au făcut încercări comparative cu minereu original cu un conţinut de SO_4Ba variind între 40 şi 60%.

— Variaţia indicilor de extracţie în greutate, extracţie în substanţă utilă şi conţinutul produselor obţinute sînt cuprinse în fig. 4.

— Între indicii menţionaţi mai sus există o interdependenţă normală şi se confirmă posibilitatea obţinerii

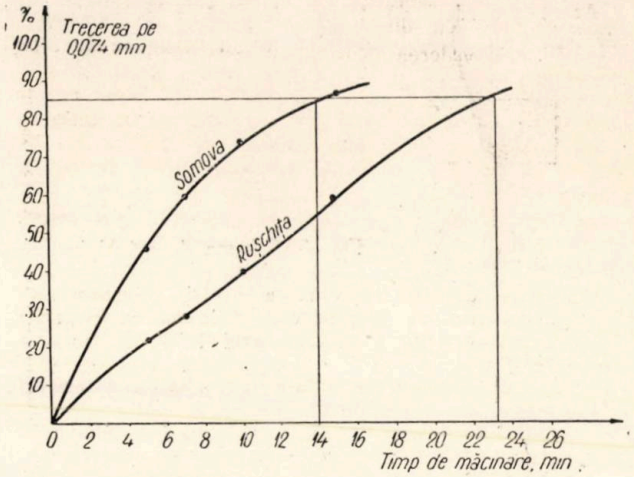


Fig. 3. Diagrama măcinărilor comparative.

de concentrate de calitate superioară la o variaţie de conţinut de SO_4Ba în minereul original în limite foarte largi.

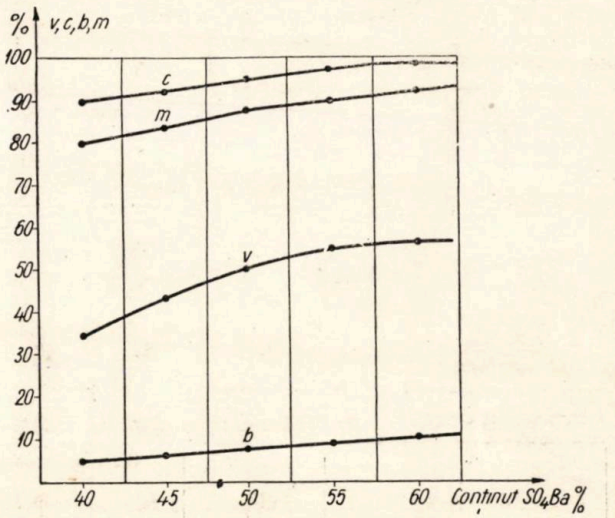


Fig. 4. Diagrama variaţiei indicilor tehnologici de preparare a baritei în funcţie de conţinutul în SO_4Ba a materialului de alimentare.

VI. Uscarea baritei

Concentratele obţinute prin flotaţia baritei de la Somova supuse cercetărilor de comportare la noroaiele de foraj nu au condus la început la rezultate mulţumitoare.

Barita prezenta în componenţa noroaielor de foraj tendinţe marcante de plutire, neumectare şi spumare, dînd diferenţe destul de mari între greutatea specifică calculată şi cea reală a noroaielor respective.

Fenomenele menţionate mai sus se datoresc exclusiv reactivului utilizat (alcool superior), care rămîne pelicular pe suprafaţa particulelor de barită şi îi schimbă proprietăţile.

Pentru anihilarea acestui efect al reactivului s-au făcut încercări de uscare înaintată la temperaturi cuprinse între 250 şi 400°C şi cu un timp de uscare de 15—40 minute, urmărindu-se descompunerea reactivului de la suprafaţa particulelor de barită.

Incercările au fost încununate cu succes.

Prin uscarea concentratului de barită la o temperatură de 280... 300°C cu un timp de uscare de 30 minute se

îndepărtează complet — prin descompunere — pelicula de reactiv de pe suprafața particulelor minerale.

Acest procedeu de tratare termică a concentratelor de barită în vederea utilizării lor la noroaiele de foraj,

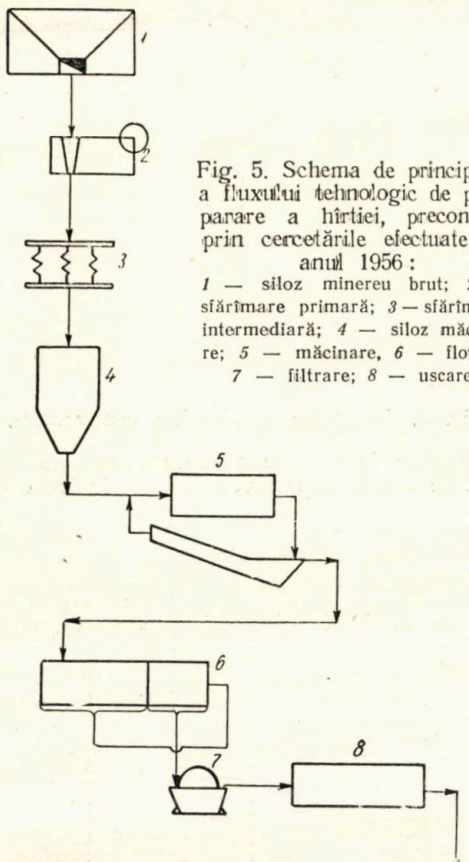


Fig. 5. Schema de principiu a fluxului tehnologic de preparare a hîrtiei, preconizat prin cercetările efectuate în anul 1956:
1 — siloz minereu brut; *2* — sfărîmare primară; *3* — sfărîmare intermediară; *4* — siloz măcinare; *5* — măcinare, *6* — flotare; *7* — filtrare; *8* — uscare.

a fost confirmat recent de literatura străină de specialitate.

Concentratele astfel obținute au fost încercate și corespund din toate punctele de vedere cerințelor noroaielor de foraj.

VII. Considerații finale

Rezultatele obținute prin cercetările de preparare a baritei de la Somova, efectuate în anul 1957, pot fi considerate ca deosebite, deoarece:

1. Barita de la Somova este un minereu dificil de preparat, fiind cu ganga predominant calcaroasă și de fină concrescență. Literatura de specialitate străină menționează dificultățile de preparare a baritei asociată cu calcita.

2. Indicii tehnologici obținuți sînt superiori și absolut asemănători cu cele mai bune rezultate din străinătate.

Pentru evidențiere, prezentăm în tabela 2 rezultatele comparative ale cercetărilor efectuate în timp la noi în țară cu barita de la Somova.

3. Fluxul tehnologic preconizat pe baza datelor obținute prin cercetările de laborator este extrem de simplu (fig.5), constînd în esență din flotația cu o singură reflotare a concentratului primar.

Singura problemă care se pune este cea a uscării la o temperatură mai înaintată a concentratului obținut, în vederea utilizării lui în industria petrolului.

4. Obținerea de concentrate de calitate cît mai superioară din minereurile de barită este o cerință logică, indiferent de utilizarea baritei ca materie primă în diferite ramuri industriale.

In străinătate se concentrează prin flotație minereu de barită cu un conținut în original de 80,8% SO_4Ba și 16,3% SiO_2, după o prealabilă măcinare la 325 de ochiuri/țol.

Pentru flotarea acestui minereu se întrebuințează următoarea rețetă de reactivi:

sodă calcinată	—	700 g/t
silicat de sodiu	—	1350 g/t
calgon	—	100 g/t
acid oleic	—	1000 g/t
quebracho	—	300 g/t
alcool superior	—	1100 g/t
ulei de petrol	—	100 g/t

Tabela 2

Rezultate comparative ale studiilor privind prepararea baritei de la Somova

Lucrarea	Conținut de SO_4Ba în minereul original, $a^0/_0$	Concentrat			Produs intermediar			Steril		
		Extr. greut., $v^0/_0$	Conținut SO_4Ba, $c^0/_0$	Extr. subst. utilă, $m^0/_0$	$v^0/_0$	$c^0/_0$	$m^0/_0$	$v^0/_0$	$b^0/_0$	$m^0/_0$
Studiu laborator 1953	41	34—35	86—87	68—70				65—66	20—21	30—32
Studiu în stație semiindustrială 1955	60	47—43	85—87	68—70				52—53	34—35	30—32
Studiu laborator 1956	51—52	46—47	94—95	84—85	9—10	38—40	6—8	43—44	8—9	7—8

Tabela 3

Rezultate comparative din străinătate și cercetările din R.P.R.

	Conținut de SO_4Ba în minereul original, $a^0/_0$	Concentrat			Produs intermediar			Steril		
		Extr. în greut., $v^0/_0$	Conținut de SO_4Ba, $c^0/_0$	Extr. în subst. utilă, $m^0/_0$	$v^0/_0$	$c^0/_0$	$m^0/_0$	$v^0/_0$	$b^0/_0$	$m^0/_0$
Minereu din străinătate	80—81	54	97	65	26	83	27	20	23	8
Barită de Somova	51—52	46—47	94—95	84—86	9—10	38—40	6—8	43—44	8—9	7—8

Este o rețetă mult mai complicată decît cea indicată prin cercetările noastre și care, după cum s-a arătat, însuma:

silicat de sodiu	1400 g/t
alcool superior C_{16}	1300 g/t

Rezultatele obținute în străinătate cu acest minereu în comparație cu cele ale cercetărilor noastre asupra baritei de la Somova sînt cuprinse în tabela 3.

Rezultatele obținute prin studiul preparării baritei de la Somova în anul 1956 constituie un imbold în munca noastră de cercetare.

Pentru economia națională aceste cercetări prezintă soluția optimă de valorificare rațională a zăcămîntului de la Somova, punînd la dispoziția industriei petrolului barită de calitate superioară.

Documentare

Kalmîkov E. P.: **Accelerarea ritmului de săpare a puțurilor verticale în cel de-al șaselea cincinal.** (Uskoriti tempi prohodki vertikalnîh strolov v șestoi piatiletke). Mehanizația trudoemkih i tiajolîh rabot, 1956, nr. 9, pag. 10—12.

În decursul celui de-al cincilea cincinal al U.R.S.S. s-a obținut în domeniul săpării puțurilor o serie de succese care se datoresc în primul rînd specializării în acest domeniu.

Pe viitor se prevede mărirea capacității chiblei la 1,5—2 m³ și deservirea săpării de trei mașini de extracție. S-au introdus deja unitățile automatizate de evacuarea apelor, iar aerajul se efectuează cu o singură conductă de aeraj și două ventilatoare montate în paralel. Aerul comprimat va fi furnizat de unități mai mari (40—160 m³/min), iar transportul la suprafață va fi realizat cu autocamioane. Suprafața deservită de un perforator s-a redus la 2,7—3,8 m² față de 4,3—4,8 m² iar la încărcarea cu greifer s-a ajuns la 9,4—13,3² în loc de 19,2—19,6 m², fapt ce a permis o realizare mai rapidă a operațiilor de perforare și încărcare. În ultimul timp se folosesc cartușe de dinamită cu 62 și 83% nitroglicerină, cu diametru de 45 cm, iar lungimea găurilor a ajuns la 3—3,5 m.

Pentru viitor este indicată trecerea la cartușe de dinamită antigel cu diametrul de 75—80 mm și la pușcarea cu întîrzieri de miimi de secundă. În acest mod devine posibilă aproape dublarea productivității muncii și reducerea importantă a consumului specific de explozivi. Pentru perforare este indicată aplicarea perforării umede și folosirea aerului comprimat cu presiuni de 6,5—7 at.

În ceea ce privește susținerea, este indicată trecerea la susținerea din beton trimis prin conductă și la cofraje metalice mobile care vor permite reducerea prețului de cost de cca. 2 ori.

Deguelđre G., **Lupta contra prafului în exploatările de cărbuni din Belgia,** Communication de l'Institut d'Hygiène des Mines (1956), pag. 1—20, 7 fig.

În referat se arată situația măsurilor de luptă contra prafului în industria carboniferă belgiană. Cantitativ măștile de protecție sînt în regres, mai ales la înaintări, deși măștile de o calitate corespunzătoare se mențin. Riscul pneumoconiotic este mult redus însă în înaintări unde la 81,5% din fronturi se aplică fie perforarea umedă, fie perforatoare cu dispozitive de captare. În abataj în 56,3% din cazuri se folosesc ciocane de abataj cu injecție centrală de apă. Pulverizarea apei deasupra organelor mecanice de tăiere s-a extins la cca. 18,8% din numărul total de abataje). Injectarea de apă în strat se aplică la 14,3% din fronturi marcînd o foarte rapidă extindere. Folosirea ciocanelor de abataj cu injecție de apă este aplicată în 16,9% din fronturi, fiind procedeul căruia i se prevede cea mai largă aplicare în viitor. La punctele de încărcare s-a aplicat izolarea lor de circuitul de aeraj și chiar instalații de captare a prafului.

Cow P. M.: **Combine pentru cărbuni.** The Mining Journal, 1956, 9 noiembrie, pag. 562—563.

Combina Meco Moore a fost destinată tăierii stratelor de cărbuni de peste 90 cm grosime. Un număr de 127 combine au produs în 1954 jumătate din producția de cărbuni a Angliei (8 500 000 t) cu o productivitate de 6,63 t/p.

Combina poate tăia și încărca într-un schimb și este întoarsă în cursul schimbului următor. Mașina cîntărește 10 t. Tăierea este realizată de două brațe orizontale distanțate în planul vertical și de un dispozitiv de tăiere în cărbune plasat vertical și care taie la limita brațelor orizontale.

Folosirea atît de largă a acestor combine în Anglia se explică printr-o serie de avantaje față de abatajele cu încărcare manuală (comparație făcută pe o perioadă de 8 săptămîni la două mine).

	Lungime abataj m	Producție zilnică t	Cheltuieli cu salariile (șilingi)	Costul tonei (șilingi)
Încărcare manuală	160	237	14	3,08
Meco-Moore	158	279	11	1,11

Dinamica folosirii acestor mașini rezultă din tabela de mai jos

	1947	1948	1949	1950	1951	1952	1953
Număr de combine folosite	25	45	61	81	81	112	117
Productivitate medie, t/p	—	7,01	6,71	6,42	6,44	6,09	6,03

* * *: **Transportor cu raclete de mare capacitate.** Iron and Coal 1956, 14 septembrie, pag. 45.

Noua construcție poate fi considerată drept un transportor-siloz deoarece la un transportor obișnuit i s-au adăugat doi pereți laterali în lungul jgheaburilor, ceea ce permite ca lanțul cu raclete să tracteze o cantitate mai mare de cărbune. Încărcarea transportorului ajunge la cca. 1 t/m. Acționarea acestui transportor care se poate executa în lungimi de 60—70 m, permite reglarea vitezei lanțului cu raclete de la 0,7 m/s la 0,02 m/s.

* * *: **Protecția contra coroziunii construcțiilor de la suprafața minelor.** The Mining Journal, 1956, 9 noiembrie, pag. 560—561, 2 fig.

Atmosfera la suprafața unor mine, mai ales în cazul în care în incinta acestora există și cocserii, este în-

cărcată de sulfuri şi acizi care corodează foarte mult construcţiile metalice. În afară de o serie de vopseli plasate pe metalul ce trebuie protejat şi care se aplică foarte rapid pe o suprafaţă uzată, în ultimul timp se foloseşte o vopsire dublă: iniţial cu o vopsea pe bază de plumb şi apoi cu o vopsea pe bază de aluminium, care constituie o foarte impermeabilă protecţie. Uneori se aplică şi o a treia vopsire cu o vopsea pe bază de clor gumat care rezistă la acţiunea bazică sau acidă. O problemă specială prezintă protejarea materialului silozurilor, care n-a fost realizată, cu excepţia unei vopseli pe bază de neopren care rezistă acţiunii chimice chiar cînd este încă umedă spre deosebire de celelalte vopseli care erau atacate pînă să se usuce.

Cow J. M.: **Folosirea screperului plug în abatajele de cărbuni.** The Mining Journal 1956, pag. 526—528, 2 fig.

Screperul plug este destinat stratelor foarte subţiri avînd un acoperiş tare, cărbunele avînd o tărie redusă şi fără intercalaţii. În 1954 trei astfel de instalaţii au produs 154 600 t cu o productivitate de 4,47 t/post. În alte abataje se montează mai multe screpere pe un cablu de 25 mm. Cutiile sînt întărite înspre transportorul care se împinge cu împingătoare pneumatice sau hidraulice. Lamele sînt întărite în ambele sensuri cu metale dure. Folosind cutii de 1 t se pot realiza 500 de drumuri pe schimb. Capacitatea de schimb poate atinge 250—300 t. Din punct de vedere al condiţiilor de igienă tăierea cu screper produce 1/3 din cantitatea de praf produsă în cazul tăierii cu ciocanul de abataj, sau 1/2 din praful produs la tăierea cu combina.

Degueldre G.: **Comportarea diferitelor echipamente de perforare şi compararea prăfuirii în timpul perforării în roci de naturi diferite.** Communication de l'Institut l'Hygiène des mines 1956, 15 iunie, pag. 1—27.

Experimentarea s-a efectuat în cadrul săpării a două galerii transversale. În decursul experimentării s-au încercat perforatorul percutant Meudon cu sfredele exagonale şi helicoidale, perforatorul Atlas Copco cu sfredele Coromant şi perforatorul rotativ Victor. Concluziile studiului sînt următoarele:

Din punct de vedere mecanic, viteza de avansare în roci dure nu depinde de cantitatea de apă injectată în cazul în care perforatorul are putere suficientă. Perforatorul Meudon s-a dovedit cel mai puţin indicat pentru astfel de roci. Pentru roci de duritate medie se observă o frînare a perforării percutante atunci cînd funcţionează cu injecţie de apă (25 cm/min uscat şi 10—12,6 cm/min umed). În ceea ce priveşte perforatoarele rotative pneumatice, ele sînt indicate, viteza lor fiind în funcţie de presiunea aerului comprimat. Prin perforare rotativă s-au obţinut 49,6 cm/min la perforarea uscată, 47,8 cm/min la perforarea cu aducţiune laterală de apă şi 51,0 cm/min în cazul stropirii gurii găurii.

În ceea ce priveşte prăfuirea, în gresii perforatorul Atlas cu injecţie centrală şi perforatorul Meudon cu injectare laterală produc aceeaşi prăfuire deşi raportul vitezelor este de 2:1. În cazul perforatorului Atlas, gradul de prăfuire depinde de cantitatea de apă injectată. Contrar celor afirmate de o serie de autori, eficacitatea captării prafului la perforarea umedă este reală în ceea ce priveşte particulele de praf cu dimensiuni inferioare unui micron.

În rocile şistoase, viteza de perforare este mai redusă în cazul perforajului umed. În acest caz însă datorită faptului că se obţine un praf mai grosier, stropirea gurii găurii de mină dă rezultate bune. Demn de subliniat este şi faptul că în aceste roci perforarea rotativă uscată produce mai puţin praf, deşi are viteză dublă de avansare faţă de avansarea percutantă completată cu stropirea gurii găurii de mină.

Rezultă deci că din punct de vedere mecanic, perforarea umedă nu constituie o frînă în cazul perforării în roci dure, fiind indicată în special injectarea prin sfredel.

Cow J. M.: **Combinele de cărbuni în exploatările engleze.** The Mining Journal 1956, 23 noiembrie, pag. 626—627.

Combina Dosco a fost introdusă în 1950 şi în 1955 funcţionau 30 de unităţi. Această maşină poate lucra în strate de peste 1,65 m grosime cu înaintări de 25 m/h sau, în bune condiţiuni, 35 m/h. Ea face posibilă două tăieri în abataj de 120—160 m, realizînd astfel o producţie de 720—960 t/24 ore. Productivitatea muncii realizată cu această maşină este de 11—12 t/post. Neajunsul constă în cantitatea mare de cărbune mărunt ce se produce.

Combina Gloster Getter poate lucra în strate de 80—140 cm. Această combină posedă trei braţe de havare orizontale suprapuse: două spre culcuş şi unul sub acoperiş şi încă două braţe verticale: unul la extremitatea celor orizontale şi unul în mijlocul lor. Realizînd pe schimb două tăieri de cîte 75 cm adîncime, această combină poate produce într-un abataj de 100 m lungime, 500 t/zi la o productivitate de 8—10 t/p.

Cow J. M.: **Mecanizarea abatajului în Anglia.** The Mining Journal 1956, 12 octombrie, pag. 426—428 şi 26 octombrie, pag. 489—490.

Cheltuielile de dotare ale unui abataj complet mecanizat sînt apreciate în Anglia cu 20 000—30 000 lire mai mult decît un abataj obişnuit. În prezent 90% din producţia de cărbuni a Marii Britanii provine din abataje cu front lung. Repartiţia procentuală a producţiei după grosimea stratelor este următoarea: 9,3% se obţine din strate de 30—70 cm; 36,5% din strate cu grosimi de 70—100 cm; 43,3% din strate cu grosimi de 1,20—1,75 cm şi 10% din grosimi de peste 1,8 cm.

Prin introducerea benzilor cu raclete flexibile şi blindate, ce au o capacitate mare şi rezistenţă la uzură, a devenit posibilă intensificarea mecanizării tăierii. Noile transportoare, folosind lanţuri calibrate care pot transmite puteri de 200 CP, pot atinge lungimi de cca. 270 m la o capacitate de 350 t/h, putînd funcţiona şi în strate subţiri. Folosind motoare electrice sau pneumatice mai puternice se pot realiza lungimi de unităţi de 300 m cu pante de 25°. Aceste transportoare pot fi acţionate cu un singur motor, cu cîte un motor la fiecare capăt, cu două motoare la un capăt şi unul la celălalt capăt şi cu cîte două motoare la fiecare capăt.

Realizarea unei cît mai corecte susţineri a abatajului creează cele mai favorabile condiţii de mecanizare. Astfel stîlpul Dowty cu capacităţi portante de 20—80 t este unul din cele mai indicate.

Plugurile de cărbune folosite în Germania pătrund şi în industria minieră engleză. Plugurile folosite în Anglia au lama din oţel cu grosime de cca. 20 mm şi armată electric cu metale dure. O lamă în mod obişnuit taie cca. 10 000—7 000 m front de cărbune pînă la reascuţire. Lungimea de front optimă pentru astfel de lucrări este de 200—300 m. În Anglia s-au obţinut productivităţi în abatajele cu plug de cca. 12 t/post. Ulterior s-au realizat pluguri cu duble lame tăietoare: patru lame sînt plasate în serie, realizînd tăierea pe o mai mare porţiune.

C. P. 2, c. 1882

Országos Műszaki Könyvtár

„REVISTA MINELOR" organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. al Ministerului Minelor și al Ministerului Industriei Petrolului și Chimiei (Direcția Exploatărilor Miniere) Redacția: București, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon: 3.07.30 și 3.57.28 — Administrația și Casieria: Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor și subfilialelor A.S.I.T. din întreaga țară precum și prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinete tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071012 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin, București. — Tarif pentru întreprinderi: lei 96 anual: — Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: lei 30 anual; — Prețul unui exemplar: lei 5.

I. P. 2, c. 1882

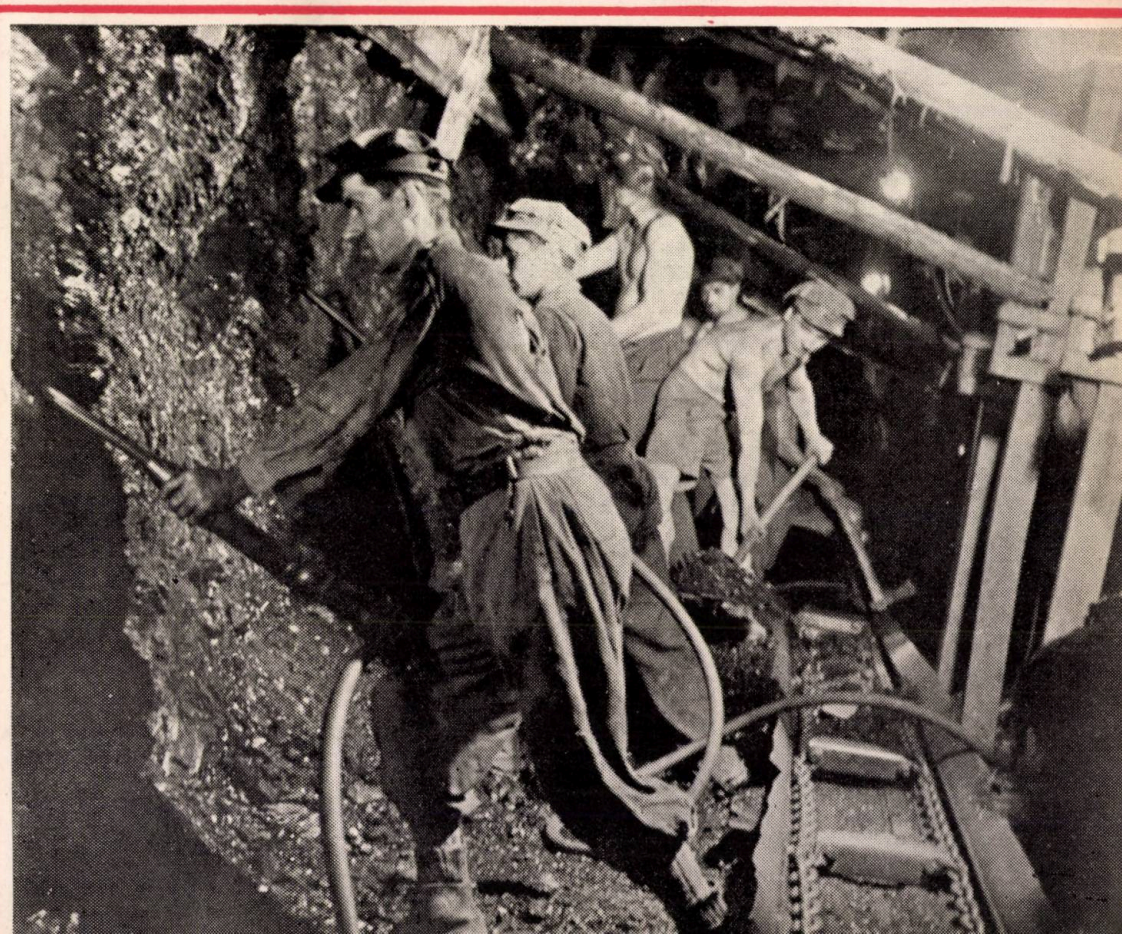
Lei 5 exemplarul

E 1433

KAT

Revista MINELOR

Institut. de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
ОБМЕН - C[illegible]RE
VYME A - WYMIANA
TAUSCH - OMEHA



8

1957

ASIT

August
1957
Anul VIII
Nr. 8

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R. P. R., AL MINISTERULUI MINELOR ȘI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI PETROLULUI ȘI CHIMIEI (DIRECȚIA EXPLOATĂRILOR MINIERE)

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 3.57.28 și 3.07.30

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA**, ing. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PĂCURARU**, prof. ing. **V. POBORAN**, prof. dr. ing. habil **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI**.

SUMAR

* * *: 23 August 1957 — 13 ani de la eliberare (pag. 351—352).

* * *: 11 august 1957 — Ziua minerului (pag. 353—355).

* * *: 25 august 1957 — Ziua minerului sovietic (pag. 355).

IONESCU N. și POP V.: Contribuții la combaterea silicozei în Valea Jiului (pag. 356—363).

BUMBU V., SECARA GH., VODISLAV C., POPA V. și FĂGĂRĂȘANU I.: Unele probleme ale instalațiilor miniere de aeraj de la noi din țară (pag. 364—368).

DULA A.: Introducerea unei noi metode de exploatare a stratelor de cărbune cu grosime medie și înclinare mare din Valea Jiului (pag. 369—371).

KIMMELMANN S.: Izolarea unui foc subteran în stratul 13 la mina Aninoasa (pag. 372—375).

JURCA GH.: Îmbunătățirea flotației minereurilor. (pag. 376—379).

ORNSTEIN M.: Baza teoretică a metodelor de luare și reducere a probelor de materiale bucăți — cu privire specială la cărbune (pag. 380—385).

CATILINA R.: Considerații despre calculul rezervelor ca bază pentru planificarea producției și urmărirea exploatării raționale a zăcămintelor neferoase (pag. 386—389).

NICORESCU GH.: O nouă instalație de măcinat talc la Hunedoara (pag. 389—391).

COMUNICĂRI ALE INSTITUTULUI DE CERCETĂRI MINIERE — ICEMIN

PASCALIDE GH. și PAȘCOVICI SILVIA: Un reactiv de flotație pe bază de produse reziduale din industria petrolului (pag. 392—394).

RECENZII

DOCUMENTARE

Országos Műszaki Könyvtár TULADONA

REVISTA MINELOR

ANUL VIII — Nr. 8 — AUGUST 1957

СОДЕРЖАНИЕ

ИОНЕСКУ Х. М. и ПОП В.: **К вопросу борьбы с силикозом в Долине Жиу.** После краткого описания истории данного вопроса приводятся допускаемые пределы запыленности, мероприятия по борьбе с пылью и контрольные методы. Указывается возможность определения степени опасности заболеваний силикозом по содержанию кремнезема в пыли, Отмечаются результаты измерений пыли, проведенных в шахтах Долины Жиу **(стр. 356—363).**

БУМБУ В.. СЕКАРА Г., ВОДИСЛАВ К., ПОПА В. и ФАГАРАШАНУ И.: **Некоторые вопросы вентиляционных шахтных установок в нашей стране.** Авторы исследовали ряд конструкций вентиляторов для частичной вентиляции, установив опытным путем причины их неудовлетворительной работы. Приводится характеристика вентилятора разработанной авторами конструкции **(стр. 364—368).**

ДУЛА А.: **Внедрение нового метода разработки крутопадающих пластов угля средней мощности в Долине Жиу.** Дается описание нового метода разработки пласта мощностью 3, 5 м и падением 45—55^0 с использованием коротких лав (длина 10 м) **(стр. 369—371)**

КИММЕЛЬМАН С.: **Изоляция подземного пожара на пласте 13 шахты Аниноаса.** Описывается характеристика пласта и метод разработки, причем указываются условия возникновения и тушения пожара. Отмечается что в случае неполной разработки угольный пласт способен самовозгораться **(стр. 372—375).**

ЖУРКА Г.: **Улучшение флотации руды.** Вопрос рассматривается с точки зрения возможности осуществления флотационных схем, причем указывается на существование оптимальной схемы для каждого вида руды **(стр. 376—379).**

ОРНШТЕЙН М.: **Теоретические основы методов отбора и измельчения кусковых проб.** Приводится ряд теоретических соображений в связи с отбором проб угля **(стр. 380—385).**

КАТИЛИНА Р.: **К вопросу подсчёта запасов, как основы планирования производства и рациональной разработки месторождений цветных металлов.** Автор вносит ряд уточнений в связи с особенностями подсчёта и учета запасов руд цветных металлов, подчеркивая необходимость разработки месторождений, допускающей сохранение одинакового содержания металла в добытой руде в течение возможно более продолжительного периода **(стр. 386—389).**

НИКОРЕСКУ Г.: **Новая установка для тонкого измельчения талька в Хунедоаре.** Дается описание установки для тонкого измельчения талька с применением пневматической классификации, в которой применено оборудование отечественного производства. **(стр. 392—394).**

ПАШКОВИЧ С. и ПАСКАЛИДЕ Г.: **Флотационный реагент на основе отходов нефтяной промышленности.** Освещаются результаты проведенных институтом ИЧЕМИН опытов по производству окисленного петролатума, применяемого при флотации трудно флотируемых руд. **(стр. 392—394).**

SUMMARY

IONESCU M. N. and POP V.: **How to stop silicosis in Jiu-Valley.** After a brief reviewing the problem it goes on giving details on the admissible dust quotas, the protection and dust control systems. It shows the silicosis harm can be appreciated by the silicious dioxyde content from dust which is very murch alike to the one from the rock. The results already got from some dust controls at Jiu Valley mine are given, subjecting silicosis problem to more intensive researches **(pages 356—363).**

BUMBU V., SECARA GH., VODISLAV C., POPA V. and FAGARAŞANU I.: **Concerning the installation of mine ventilation in our country.** The authors studdied some mine ventilators allowing partial use of air, stating by experiments the causes of an unsatisfactory run. There are also given general informations of a new type of ventilator made by the authors, providing a higher efficiency **(pages 364—367).**

DULA A.: **A new exploiting method of coal with an average thickness and a high inclination from Jiu Valley.** A new exploiting method of a stratum of 3,5 thickness and 45—55^0 inclination is described. The tunnels drilled are 10 ft high **(pages 369—371).**

KIMMELMAN S.: **Insulation of an underground fire from tunnel 13 at Aninoasa mine.** It shows the characteristics of a stratum and its exploiting method as well as the way how a fire break was extinguished; the self-ignition of a stratum is due to the incomplete exploitation **(pages 372—375).**

JURCA GH.: **Improving ore flotation.** It deals with the problem of flotation circuits. There is an optimum flotation circuit for each type of ore. **(pages 376—379).**

ORENSTEIN M.: **The theoretic basis of the used methods for taking out and reduction of lump samples.** It contains some theoretical remarks on taking out of lump coal samples. **(pages 380—385).**

CATILINA R.: **Surveys of deposits permit the planning of production and rational exploitation of non-ferrous body-ore. It gives the characteristics of the** survey of non-ferrous ores deposits emphasizing the necessity to maintainfor a long period of time the same metal contents during body ore production **(pages 386—389).**

NICORESCU GH.: **A new installation of talc gridinng at Hunedoara.** It contains the useful operating information of the installation of talc grinding allowing pnumatical classification; the equipment required is made in R.P.R. **(pages 389—391).**

PAŞCOVICI S. and PASCALIDE GH.: **A flotation reagent got from petroleum residual products.** It contains the results got by ICEMIN experiments, by adopting the use, of petrolatum oxyde as a flotation reagent for some ores with a heavy flotation **(pages 392—394).**

SOMMAIRE

IONESCU M. N.: et POP V.: **Contribution à la lutte contre la silicose dans le bassin de Valea Jiului.** Après un bref historique du probème on indique le pourcentage admissible de la poussière dans l'atmosphère des mines, les mesures que doivent être prises pour la réduction de la poussière ainsi que les méthodes de contrôle utilisées. Le danger de le silicose peut être apprécié d'après la teneur en silice de la poussière qui este en général très approchée de celle de la roche. On présente les résultats d'une série de mesurages du pourcentage de la poussière effectués dans les mines du bassin de Valea Jiului et l'on propose que les recherches dans ce domaine soient intensifiées **(pages 356—363).**

BUMBU V., SECARA GH., VODISLAV C., POPA V. et FAGARAŞANU I.: **Quelques problèmes des installations minières d'aérage dans notre pays.** Les auteurs ont étudié quelques constructions des ventilateurs pour aérage secondaire en établissant par des expériences les causes d'un fonctionnement insatisfaisant. On donne des indications sur un nouveau type de ventilateur construit par les auteurs et qui permet de réaliser des rendements supérieurs **(pages 364—368).**

DULA A.: **L'introduction d'une nouvelle méthode d'exploitation des couches charbonnières de moyenne épaisseur et de forte inclinaison dans le bassin de Valea Jiului.** On décrit une nouvelle méthode d'exploitation d'une couche ayant une épaisseur de 3,5 m et une inclinaison de 45—55°, en utilisant des tailles chassantes à front court de 10 m. **(pages 369—371).**

KIMMELMAN S.: **L'isolation d'un feu de mine dans la couche no. 13 de la mine de charbon de Aninoasa.** L'auteur présente d'abord les caractéristiques de la couche et la méthode d'exploitation et expose ensuite les causes qui ont provoqué l'incendie dans cette couche ainsi que la méthode d'isolement appliquée. Il en résulte que dans le cas d'un dépilage incomplet, une couche de charbon peut devenir autoinflammable. **(pages 372—375).**

JURCA GH.: **L'amélioration de la flottation des minerais.** L'auteur analyse la problème au point de vue de la modalité de réalisation des circuits de flottation. On démontre que pour chaque type de minerai il existe un circuit optime. **(pages 376—379).**

ORENSTEIN M.: **La base théorique des méthodes utilisées pour la prise et la réduction des épreuves de matériaux en morceaux.** L'auteur fait une série de considérations théoriques sur la prise d'épreuves de charbon. **(pages 380—385).**

CATILINA R.: **Considérations sur la calcul des réserves comme base pour la planification de la production et pour le contrôle de l'exploitation rationnelle des gisements non-ferreux.** L'auteur fait des précisions sur la particularité du calcul et de la mise en l'évidence des réserves de minerais non-ferreux, en insistant sur la nécessité de la réalisation de la production par unité de gisement pour permettre de maintenir le plus longtemps possible la même teneur en métal. **(pages 386—389).**

NICORESCU GH.: **Une nouvelle installation de broyage pour le talc de Hunedoara.** On décrit une installation de broyage fin pour le talc avec classement pneumatique et dans laquelle les appareils utilisés sont de fabrication indigène. **(pages 389—391).**

PASCOVICI S. et PASCALIDE GH.: **Un réactif de flottation ayant à la base des produits résiduels de l'industrie pétrolière.** On présente les résultats des expériences effectuées par l'ICEMIN en vue d'obtenir le pétrolatum oxydé, un réactif utilisé dans la flottation des minerais à faible flottabilité. **(pages 392—394).**

INHALT

IONESCU M. N. und POP V.: **Beiträge zu dem Kampf gegen die Silikosis in den Kohlengruben von Valea Jiului.** Nach einer kurzen Vorgeschichte dieses Problems, werden die zulässigen Bestäubungsnormen angegeben und die angewandten Bekämpfungsmassnahmen und Bestäubungsaufsichtsmethoden beschrieben. Man beweist dass die Silikosisgefahr nach dem Kieselerdegehalt des Staubes, der im allgemeinen fast so gross ist wie der des Gesteins, geschätzt werden kann. Zum Schluss werden die Ergebnisse einiger in den Kohlengruben von Valea Jiului durchgeführten Staubmessungen dargelegt und man schlägt vor, dass die auf dem Gebiet der Silikosis durchgeführten Gorschungen noch intensiver werden. **(Seite 356—363).**

BUMBU V., SECARA GH., VODISLAV C., POPA V. und FAGARAŞANU I.: **Einige Probleme der bergmännischen Bewetterungsanlagen in unserem Lande.** Die Verfaser haben einige Typen von Zusatzlüftern untersucht und die Ursachen eines nicht befriedigenden Betriebs erfahrungsmässig festgestellt. Weiter werden Einzelheiten über einen neuen von den Verfassern gebauten und mit einem höheren Wirkungsgrade arbeitenden Ventilator angegeben **(Seite 364—368).**

DULA A.: **Die Einführung einer neuen Abbaumethode bei den mittelmächtigen steilen Kohlenschichten von Valea Jiului.** Man beschreibt eine neue Abbaumethode einer 3,5 m mächtigen Schicht mit einer Neigung von 45—55°, wobei schmale, 10 m breite Abbaustösse in streichender Richtung vorgerückt sind **(Seite 369—371).**

KIMMELMANN S.: **Isolierung eines Grubenbrandes in der Kohlenschicht Nr. 13 bei dem Bergwerk Aninoasa.** Nach einer Beschreibung der Schichtkennzeichen und der Abbaumethode, werden die Entstehungsweise und die Abwehrmassnahmen eines in dieser Schicht ausgebrochenen Brandes behandelt. Es wird gezeigt, dass im Falle einer unvollständigen Gewinnung, eine Kohlenschicht selbstentzündlich werden kann. **(Seite 372—375).**

JURCA GH.: **Verbesserung der Erzschwimmaufbereitung. Der Verfasser behandelt dieses Problem in Bezug auf die Bildungsweise von Schwimmstromkreisen.** Es wird gezeigt dass für jede Erzart ein bestarbeitender Stromkreis besteht. **(Seite 376—379).**

ORNSTEIN M.: **Die theoretische Grundlage der Probenahme und der Durchschnittsmusterbildung von stückkigen Waren.** Man macht einige theoretische Betrachtungen über die Kohlenprobenahme. **(Seite 380—385).**

CATILINA R.: **Betrachtungen über die Berechnung der Vorräte als Grundlage für die Produktionsplanung und Behaltung eines rationalen Bergbaus der Lagerstätten von Nichteisenerzen.** Der Verfasser bringt einige nähere Bezeichnungen über die Besonderheit der Vorratsberechnung und- offenbarhaltung von Nichteisenerzen und unterstreicht die Notwendigkeit der Produktion auf Lagerstätteneinheiten, die die Erhaltung eines gleichmässigen Metallgehaltes auf längerer Zeit ermöglicht. **(Seite 386—389).**

NICORESCU GH.: **Eine neue Talkmahlungsanlage in Hunedoara.** Man beschreibt eine Talkfeinmahlungsanlage bei der Druckluftklassierung angewandt wird. Die Anlage ist nur mit in der R.V.R. hergestellten Geräten ausgerüstet. **(Seite 389—391).**

PASCOVICI S. und PASCALIDE GH.: **Ein Flotationsreagens aus residualen Erzeugnissen der Erdölindustrie.** Man stellt die Ergebnisse der von ICEMIN durchgeführten Versuche dar, die die Herstellung des oxydierten Petrolatums ein bei den schwer schwemmbaren Erzen benutztes Reagens, bezweckten. **(Seite 392—394).**

23 August 1957 — 13 ani de la eliberare

Acum 13 ani, la 23 August 1944, a avut loc eliberarea Romîniei de sub jugul cotropitorilor fasciști de către invincibila Armată Sovietică și doborîrea dictaturii antonesciene de forțele patriotice, organizate și conduse de Partidul Comunist Romîn.

In cinstea măreței zile a eliberării, poporul nostru serbează în fiecare an la 23 August, cu entuziasm nestăvilit, calea nouă care ne-a fost deschisă a independenței naționale și propășirii economice — calea construirii socialismului. 23 August 1944 constituie o piatră de hotar între întunericul oprimării oamenilor muncii de către capitaliști și moșieri și drumul luminos al eliberării clasei muncitoare de exploatare și al instaurării regimului democrat-popular. Trecînd la conducerea țării, partidul clasei muncitoare a lichidat cu hotărîre starea de înapoiere economică, tehnică și culturală în care ne ținuse regimul burghezo-moșieresc, a pus capăt jefuirii avuțiilor țării de către trusturile străine și a pus bazele economiei socialiste în țara noastră.

In cei 13 ani scurși de la eliberare, oamenii muncii, călăuziți de partid, au înregistrat succese însemnate în construcția pașnică a vieții noi. Intreaga față a patriei noastre s-a schimbat, transformîndu-se într-un imens șantier de uzine și întreprinderi industriale, locuințe pentru oamenii muncii, teatre stadioane, școli, parcuri și locuri de odihnă și recreație.

La temelia economiei noastre naționale a fost statornicită o puternică industrie grea, chezășie a progresului celorlalte sectoare ale industriei, precum și a agriculturii — factorul principal al ridicării continue a nivelului de trai material și cultural al celor ce muncesc.

Dezvoltarea cu precădere a industriei grele a creat condițiile pentru o industrie constructoare de mașini cu realizări multiple și deosebit de valoroase.

In halele spațioase ale noilor uzine de construcții de mașini se făuresc astăzi numeroase tipuri de mașini și utilaje moderne, de la strunguri de mare precizie pînă la macarale și screpere, de la rulmenți și pînă la tractoare, combine și autocamioane. Printre produsele livrate de tînăra — dar puternica — noastră industrie constructoare de mașini, se cuvine să fie menționat la loc de frunte utilajul minier, realizat pentru prima dată în țară în anii puterii populare. Minele din Valea Jiului și din alte regiuni miniere ale țării sînt înzestrate cu locomotivele de mină realizate în uzinele 23 August; mașinile de încărcat, benzi cu raclete, screpere și alte utilaje variate construite de uzinele noastre.

In cadrul planului de electrificare a țării, s-a creat o puternică bază energetică. Au fost ridicate hidro și termocentrale cu puteri mari, îmbunătățindu-se alimentarea cu energie electrică a tuturor sectoarelor economice.

Petrolul — principala avuție a țării — exploatat prădalnic în trecut de către trusturile petrolifere americane, engleze, franceze și olandeze, — a intrat după naționalizare într-un regim de exploatare rațională care asigură o dezvoltare rapidă și continuă a producției. Datorită noului utilaj, construit în țară, măsurilor de modernizare întreprinse, metodelor înaintate de lucru sovietice introduse în schele și rafinării, iar mai ales avîntului arătat de muncitorii petroliști, producția anului 1956 a atins 10 920,5 mii tone țiței, depășind cu mult producția maximă din timpul regimului capitalist.

Industria chimică, practic inexistentă înainte de 23 August 1944 în țara noastră se dezvoltă astăzi cu pași uriași. De unde în trecut eram tributari străinătății pentru aproape toate categoriile de produse chimice, astăzi fabricăm în cantități abundente și în sortimente variate — îngrășăminte și insecto-fungicide produse ale chimiei de bază, medicamente și coloranți, obiecte din mase plastice și cauciuc sintetic, tananți și reactivi, detergenți și solvenți. In deltă se ridică cu pași repezi construcția combinatului de valorificare complexă a stufului, iar în inima Moldovei se lucrează cu rîvnă la construirea unei uzine care va produce — pentru prima dată în țara noastră — fibre sintetice.

Oamenii muncii din întreprinderile textile, de pielărie și de produse alimentare au obținut în toți acești ani succese importante, punînd la îndemîna populației bunuri de larg consum în cantități tot mai numeroase, sortimente variate și calitate din ce în ce mai bună și contribuind

astfel la ridicarea nivelului de trai al poporului nostru.

Succese însemnate au fost dobîndite și de către oamenii muncii din agricultură. Folosind mașinile și agregatele construite în uzinele noastre metalurgice și îngrășămintele și produsele pentru combaterea dăunătorilor puse la dispoziție de industria noastră chimică și însușindu-și pe scară cît mai largă metodele agrotehnice avansate — țărănimea noastră muncitoare poartă cu avînt bătălia pentru ridicarea producției la hectar și obținerea unei recolte îmbelșugate.

Pentru a da o imagine completă a victoriilor dobîndite de poporul nostru muncitor în făurirea unei economii socialiste înfloritoare și prospere, este neapărat necesar să relevăm și dezvoltarea atinsă de industria minieră a țării noastre. Datorită măsurilor luate de partid și guvern lucrătorii din industria minieră obțin neîncetat rezultate tot mai bune în muncă. Astfel, în anul 1956, exploatările carbonifere din Valea Jiului au dat cu peste 100 000 tone cărbune mai mult decît în anul precedent. Prin folosirea mai intensă și mai rațională a utilajelor, atît în cursul anului trecut cît și în primele 7 luni ale acestui an s-a înregistrat o mărire a tuturor indicilor de mecanizare. Astfel, transportul în abataj este mecanizat în proporție de 88,8%, iar transportul prin galeriile miniere principale este mecanizat într-o proporție de aproape 100%. Concomitent cu aceasta, productivitatea muncii pe exploatare, în bazinul carbonifer Valea Jiului a crescut în anul 1956 cu 3% față de anul 1955. Succese similare au fost dobîndite și în celelalte exploatări miniere din țară.

★

Lupta partidului și guvernului pentru crearea unor condiții de trai cît mai bune poporului muncitor nu s-a limitat însă la dezvoltarea și întărirea economiei naționale. Concomitent cu activitatea din industrie și agricultură — și într-un ritm tot atît de susținut — se desfășoară revoluția culturii: analfabetismul a fost lichidat, iar în școli de toate gradele se pregătesc temeinic cadre de diferite specialități; au fost construite teatre, săli de concerte și cămine culturale; radioficarea a pătruns în cele mai îndepărtate unghere ale țării și progresează cu pași repezi pe tărîmul televiziunii. O atenție cu totul deosebită este acordată sănătății poporului: au fost amenajate sau construite sanatorii, spitale și staționare, s-au înființat policlinici și dispensare cu serviciul medical gratuit, iar un număr din ce în ce mai mare de oameni ai muncii își îngrijesc sănătatea sau își petrec concediul în case de odihnă confortabile și elegante.

Dobîndirea unor asemenea succese, într-un timp atît de scurt, se datorește pe de o parte elanului nestăvilit cu care întregul nostru popor luptă pentru creșterea necontenită a producției, iar pe de altă parte, ajutorului multilateral, mărinimos și dezinteresat al Țării Socialismului. Marea Uniune Sovietică ne-a sprijinit și ne sprijină fără încetare să devenim o țară industrial-agrară independentă și puternică. Acest sprijin a îmbrăcat formele cele mai variate: utilaje perfecționate, materii prime destinate a fi prelucrate în fabricile noastre, documentații, proiecte și schimb de specialiști, precum și credite însemnate pentru construirea de noi uzine și combinate și modernizarea celor existente.

Dezvoltarea luată de industria noastră minieră în anii puterii populare se datorește în foarte mare măsură ajutorului sovietic. Utilajul modern primit din U.R.S.S. — locomotive electrice, combine perforatoare și numeroase altele au făcut posibilă o creștere considerabilă a productivității muncii în mine.

Prin aplicarea metodelor înaintate de lucru ale fruntașilor sovietici, bravii noștri minieri obțin zi de zi succese tot mai mari în bătălia purtată sub lozinca „Patriei, cît mai mult cărbune". Tehnicienii și specialiștii veniți din țara prietenă ne-au împărtășit cunoștințele și bogata lor experiență care au creat o faimă minerilor de pe tot întinsul Uniunii Sovietice.

Marea noastră sărbătoare are loc anul acesta în condițiile întăririi tot mai strînse a legăturilor indisolubile dintre partid, guvern și popor. Clasa noastră muncitoare este adînc recunoscătoare și profund atașată de partidul ei care, după ce a eliberat-o de sub exploatarea capitaliștilor și moșierilor, o conduce din succes în succes spre o viață mai bună, mai luminoasă, mai fericită. Pe plan mondial crește în amploare lupta popoarelor pentru întărirea păcii și securității internaționale. Numeroasele inițiative ale guvernului sovietic în domeniul dezarmării și în toate celelalte probleme menite să ducă la destinderea internațională sînt salutate cu căldură de oamenii cinstiți din lumea întreagă și contribuie la creșterea prestigiului lagărului păcii. Festivalul mondial al tineretului de la Moscova, a constituit o puternică afirmare a dorinței de pace și înțelegere a sutelor de milioane de oameni de pe întregul glob.

Alături de toți ceilalți oameni ai muncii din țara noastră, lucrătorii din industria minieră, însuflețiți de victoriile de pînă acum, sărbătoresc măreața zi a eliberării cu un avînt sporit în muncă, pentru a-și aduce contribuția la întărirea economiei naționale, la construirea socialismului și apărarea păcii.

11 august 1957 – Ziua minerului

ZIUA MINERULUI constituie pentru toți cei ce lucrează în cadrul industriei miniere a țării noastre un prilej de a analiza an de an rezultatele obținute, de a le compara cu rezultatele din anii precedenți și mai ales de a reliefa continua dezvoltare a industriei miniere socialiste în comparație cu situația din perioada regimului burghezo-moșieresc. Totodată, Ziua minerului este și un minunat prilej de a analiza și perspectiva dezvoltării industriei miniere în lumina realizărilor de pînă în prezent.

Ca și în anii precedenți, Revista Minelor își propune să facă o analiză sumară a principalelor realizări din industria minieră în ultimul an, evidențiind rezultatele muncii cadrelor de mineri, tehnicieni și ingineri de la exploatări, ca și ale celor din institute și din aparatul de conducere și arătînd totodată lipsurile principale avute, cu convingerea că prin efortul comun al lucrătorilor din industria noastră minieră, aceste lipsuri vor putea fi eliminate în perioada următoare.

Bazinul carbonifer al Văii Jiului

In anul 1956 exploatările carbonifere din Valea Jiului au dat cu peste 100 000 tone cărbune mai mult decît în anul 1955, ajungînd la o producție care reprezintă 170% față de cea realizată în 1938 și 132% față de cea din 1950. Investițiile alocate dezvoltării minelor din Valea Jiului în 1956 au reprezentat 48,5% din investiția totală acordată dezvoltării sectorului carbonifer. Aceste investiții la minele din Valea Jiului au fost de 2,55 ori mai mari decît cele alocate în 1951.

In anii 1956 și 1957 s-a menținut tendința de a raționaliza exploatarea zăcămintelor din Valea Jiului pe linia reducerii proporției prea mari a producției realizată din stratele groase. Totuși dacă valoarea medie pe întreg bazinul dovedește o raționalizare în acest domeniu (în 1956 numai 68% din producție s-a obținut din stratele 3 și 5), pe exploatări situația trebuie să fie îmbunătățită și mai mult, deoarece sînt unele exploatări ca Lupeni și Petrila unde exploatarea stratelor groase este frînată, iar la altele, ca Aninoasa și Vulcan, accentul se pune numai pe stratele groase, fără a se acorda suficientă atenție exploatării stratelor subțiri.

Folosirea mai intensă și mai rațională a utilajelor a permis ca în anul 1956 și în prima parte a anului 1957 să se înregistreze o mărire a tuturor indicilor de mecanizare. Astfel, transportul în abataj este mecanizat în proporție de 88,8% (față de 84,7% în 1955), iar transportul prin galeriile miniere principale este mecanizat într-o proporție de aproape 100%. Deși în 1956 se observă o mărire a indicelui de mecanizare a încărcării la înaintări, acesta ajungînd la 10,7% (față de 7,4% în 1955), totuși valoarea acestui indice este încă mult redusă față de posibilitățile exploatărilor miniere.

Raționalizarea producției se observă și în faptul că în anul 1956 cele două spălătorii de cărbuni din Valea Jiului au produs de peste două ori mai mult cărbune pentru cocs și de 1,5 ori mai mult cărbune pentru semicocs, față de anul 1955. Totuși, recuperarea totală de cărbune spălat înregistrează o scădere față de anul precedent, fapt care se datorește în primul rînd unei insuficiente preocupări cu problema unei bune trieri a sterilului în abataj. In anul 1956 s-a realizat și o mărire cu 50% a producției de brichete față de 1955.

Productivitatea muncii pe exploatare, deși se menține încă sub nivelul din 1938, a înregistrat în anul 1956 o creștere cu circa 3% față de anul 1955, fapt care dovedește că mărirea productivității muncii continuă să fie o preocupare de căpetenie a minerilor din Valea Jiului. Redresarea lentă a productivității muncii se datorește în bună parte fluctuației destul de mari a cadrelor de muncitori, ceea ce frînează ridicarea nivelului profesional al masei de muncitori. Totuși, acești factori nu explică decît parțial ritmul încetinit al progresului pe linia organizării muncii. Insuficienta atenție acordată, la exploatările din Valea Jiului, problemelor de organizare a muncii, se traduce în primul rînd prin vitezele reduse de săpare, prin înaintarea lunară redusă a liniei abatajelor și prin menținerea proporției de producție realizată din abataje cameră la valori destul de mari față de producția din abataje frontale.

Datorită aceloraşi factori, preţul de cost mediu la gura minei a înregistrat în Valea Jiului o creştere de circa 7,5% în anul 1956, faţă de anul 1955. Este îmbucurător însă faptul că raţionalizarea fluxului tehnologic de preparare a cărbunilor a condus la reducerea cheltuielilor de preparaţie, ceea ce a făcut ca preţul de cost mediu al cărbunelui spălat în Valea Jiului să fie cu circa 3% mai mic decît în anul 1955.

Îmbunătăţirea continuă a condiţiilor de tehnica securităţii şi de protecţia muncii este o preocupare de căpetenie a Ministerului Minelor şi a exploatărilor din Valea Jiului. Astfel, în anul 1956 au fost definitivate noile tipuri de explozivi antigrizutoşi AG I C şi AG II S, s-a trecut la studiul posibilităţilor de drenare a metanului la mina Lupeni, s-a realizat o instalaţie de raze ultraviolete la mina Petrila pentru combaterea silicozei. De asemenea, au fost definitivate studiile elaborate de C.C.S.M. privind aerajul la minele din Valea Jiului, studii care vor contribui la o radicală îmbunătăţire a schemelor de aeraj existente.

Un fapt demn de remarcat este mărirea cîştigului mediu al muncitorilor, care a crescut în 1956 cu circa 15% faţă de 1955, reprezentînd un cîştig de 1,95 ori mai mare ca cel din 1950. Grija partidului şi guvernului faţă de minerii din Valea Jiului este evidenţiată prin investiţiile social-culturale care au reprezentat peste 37% din totalul investiţiilor alocate bazinului din Valea Jiului în 1955. Astfel a fost posibilă mărirea spaţiului locativ în coloniile de aici cu încă circa 800 apartamente individuale, ceea ce reprezintă de peste 6 ori mai mult decît apartamentele individuale construite în 1951. În anul 1957 acţiunea în domeniul investiţiilor social-culturale este în plină continuare.

După cum rezultă din cele de mai sus, industria carboniferă din Valea Jiului a prezentat în ultimul an oarecare progrese. Acestea, însă, trebuie continuate şi mai ales intensificate. Pe viitor, în scopul măririi capacităţii de producţie, reducerii preţului de cost şi îmbunătăţirii condiţiilor de muncă, trebuie să se acorde atenţie lichidării grabnice a denivelărilor şi a consecinţelor nefavorabile ce rezultă din acestea, extinderii abatajelor cu front lung, organizării în mod corespunzător a muncii în abataje şi la înaintări, măririi gradului de mecanizare a înaintărilor şi îmbunătăţirii muncii în aceste locuri de muncă, simplificării deservirii suprafeţei minelor şi raţionalizării folosirii aerului comprimat şi energiei electrice. Mergînd pe această cale, va fi posibilă o mai substanţială creştere a producţiei şi a productivităţii muncii, şi o reducere corespunzătoare a preţului de cost.

Bazinele de lignit, cărbuni inferiori şi huilă

Lucrările de explorare efectuate în anul 1956 au permis mărirea cu 16% a rezervelor de lignit, cu 140% a celor de cărbune brun inferior şi cu 14% a celor de huilă, faţă de 1955. Se constată în special creşterea rezervelor la minele de lignit, care este pronunţată de la an la an, permiţînd dezvoltarea corespunzătoare a exploatării acestui tip de cărbune. Lucrările de explorare se continuă cu o intensitate susţinută şi în cursul anului 1957.

Pe baza rezervelor stabilite şi a investiţiilor efectuate în acest sector al industriei miniere, s-au înregistrat importante măriri de producţie. Astfel, în anul 1956, producţia de lignit era de circa 10 ori mai mare decît nivelul atins în 1938. Creşterea producţiei în anul 1956 faţă de anul 1955 a fost de circa 25%. Întreg sectorul lignit-huilă a înregistrat în anul 1956 o mărire a capacităţii de producţie cu circa 26% faţă de 1955.

O atenţie deosebită în anii regimului de democraţie populară a fost acordată extinderii mecanizării. În anul 1956 indicii de mecanizare au crescut faţă de anul 1955 după cum urmează: cu circa 7% la tăierea în abataj, cu circa 9% la transportul în abataj şi cu circa 10% la transportul în subteran. Această mărire simţitoare a indicilor de mecanizare a fost posibilă datorită măririi dotaţiei în utilaj, care în anul 1956 a crescut faţă de anul 1955 cu 17% la diferite tipuri de transportoare, cu 38% la locomotive Diesel, cu 9% la troliu, cu 5% la ventilatoare de tub, cu 14% la vagonete etc.

Datorită acestor dotaţii, care au permis creşterea indicelui de mecanizare într-o măsură apreciabilă, productivitatea muncii a crescut simţitor, în primele luni ale anului 1957 fiind cu circa 40% mai mare decît în anul 1955 în minele de lignit şi cu circa 30% pe întreg sectorul. Această importantă creştere a productivităţii muncii se datoreşte nu numai extinderii mecanizării, dar şi atenţiei deosebite care s-a acordat organizării cît mai raţionale a procesului de producţie.

Pentru viitor este necesar a se acorda o atenţie mai mare măririi gradului de mecanizare la tăiere pînă la 100%, extinzîndu-se în special perforarea rotativă electrică. În al doilea rînd, ar trebui intensificată munca de organizare în vederea măririi gradului de folosire a maşinilor şi împreună cu ICEMIN va trebui rezolvată definitiv şi în mod cît mai concret problema susţinerii metalice în abataj, problema umflării culcuşului şi traversarea şi drenarea nisipurilor acvifere. În toate aceste probleme, ca şi în cea de valorificare a lignitului, ICEMIN-ul trebuie să acorde un ajutor mai concret exploatărilor.

Exploatările de minereuri neferoase şi auroargintifere

Exploatările principale de minereuri neferoase şi auroargintifere sînt cantonate în cele două bazine mai importante: Baia Mare şi Brad.

În acest sector trebuie remarcate în primul rînd lucrările de prospecțiuni și explorări geologice, care au permis mărirea fondului de rezerve de minereuri la 1 ianuarie 1957, cu circa 87% față de anul 1955, fapt care permite rezolvarea mai precisă a dezvoltării acestui sector al industriei miniere. Creșterea cea mai mare se remarcă la minereurile complexe (circa 140%) și la minereurile piritoase (circa 400%).

În anul 1957 s-a înregistrat o creștere a producției de la 10% la minereul prelucrat, de 27% la aur, 9% la argint, 13% la plumb, 40% la cupru și 10% la zinc.

Datorită unei mai bune organizări a muncii în bazinul Baia Mare, aproape 300 de mineri lucrează în contul anului 1958 și 60 mineri în contul anului 1959. În acest sector cîștigul mediu al minerilor a crescut în 1956 cu circa 22% față de 1955, iar productivitatea muncii cu circa 2%. Față de anul 1950, productivitatea muncii în sectorul de minereuri neferoase a crescut cu 28%.

Prin îmbunătățirea fluxului tehnologic și o mai atentă urmărire a procesului de preparare, în anul 1956, în sectorul de minereuri neferoase au fost depășiți indicii la extracție în metal, la plumb, zinc și cupru cu 1—7%.

O realizare deosebită a acestui sector o constituie și faptul că în anul 1956 a fost depășit indicele de rentabilitate planificat cu circa 3 .

Pentru a se obține în perioada următoare rezultate mai bune va trebui intensificată munca de mecanizare și de modernizare a metodelor de exploatare, simultan cu modernizarea fluxului tehnologic de preparare și lichidarea rămînerii în urmă a acestui sector, în ceea ce privește alimentarea cu energie electrică.

În anul 1956 și prima parte a anului 1957 s-a obținut un prețios avînt pe linia inovațiilor. Astfel, în anul 1956, au fost prezentate față de 1955 cu 80% mai multe inovații. De asemenea au fost acceptate și aplicate cu circa 75% mai multe inovații, iar numărul inovațiilor propuse spre generalizare este cu 150% mai mare ca în anul 1955.

Dintre inovatori, 43% sînt muncitori (cu 140% mai mulți decît în 1955), iar 57% sînt ingineri, tehnicieni și funcționari (cu 130% mai mulți decît în 1955).

Economiile antecalculate ale inovațiilor propuse sînt de 3,9 ori mai mari, iar recompensele plătite sînt de 2,35 ori mai mari decît în anul 1955.

Din cele de mai sus se desprind progresele pe care industria minieră din țara noastră le-a făcut în cursul primului an al celui de-al doilea cincinal și în prima parte a anului 1957. Aceste realizări trebuie să constituie un imbold pentru toți cei ce activează în cadrul mineritului, pentru ca la sfîrșitul celui de-al doilea cincinal industria minieră să devină o ramură industrială fruntașă a țării, lichidînd rămînerea în urmă ce a avut loc în cursul primului cincinal.

Pentru o continuă mărire a productivității muncii, pentru o reducere a prețului de cost, pentru modernizarea minelor noastre, în special prin aplicarea de noi procedee de lucru mai productive și mai economice, minerii, tehnicienii și inginerii mineri trebuie să depună tot efortul.

Cu ocazia Zilei minerului 1957, Revista Minelor felicită întregul corp de lucrători din industria minieră pentru realizările de pînă acum și îi urează spor la muncă pentru noi realizări.

25 august 1957 — Ziua minerului sovietic

În anul 1956 industria minieră a U.R.S.S. a înregistrat noi succese. Astfel, în primul rînd trebuie să citățm: mărirea producției de cărbuni cu peste 50 milioane tone, nivelul producției de cărbune atingînd 429 milioane tone; creșterea productivității muncii; creșterea gradului de mecanizare a lucrărilor cu mare volum de muncă.

În afara noilor tipuri de mașini miniere de tăiere și transport și de mărirea producției de cărbuni obținută prin hidromecanizare în subteran, demne de relevat sînt două performanțe — recorduri mondiale — ca: săparea unei galerii cu combina Gummenik cu o viteză de peste 1200 m pe lună și săparea unui puț complet terminat cu o viteză de peste 241 m pe lună.

Toate aceste minunate realizări se datoresc muncii pline de abnegație a muncitorilor, tehnicienilor și inginerilor din industria extractivă a Uniunii Sovietice, cum și cercetătorilor, constructorilor, proiectanților și oamenilor de știință de la institutele de specialitate.

Cu ocazia zilei de 25 august 1957, Ziua minerului sovietic, minerii, tehnicienii și inginerii din industria minieră a R.P.R., care împărtășesc experiența minieră sovietică, urează din toată inima lucrătorilor din industria minieră a U.R.S.S., noi succese în munca lor plină de elan, pentru dezvoltarea puterii economice a U.R.S.S., pentru socialism, pentru pace.

Contribuții la combaterea silicozei în Valea Jiului

Ing. **N. M. Ionescu** și chim. **V. Pop**

I. Generalități

Aspirarea timp mai îndelungat a aerului ce conține praf poate provoca afecțiuni pulmonare și anume așa-numitele pneumoconioze. Din cercetările făcute s-a constatat că cea mai gravă pneumoconioză este silicoza cauzată de praful de SiO_2 liber.

Primele studii cu caracter medical apar abia în anul 1813, iar la aproximativ jumătate de secol mai tîrziu (1886) — publicația privind prima descriere a silicozei.

La începutul sec. XX, în urma masivelor îmbolnăviri ale minerilor din exploatările aurifere din Africa de Sud, interesul lumii medicale pentru silicoză a crescut. In urma evoluției grave a bolii, s-au creat servicii speciale pentru combaterea ei. S-a demonstrat totodată acțiunea nocivă a SiO_2-liber, infirmîndu-se teoria mecanică emisă anterior care a fost înlocuită prin teoria chimico-toxică, punîndu-se totodată bazele științifice pentru prevenirea silicozei în mină.

In anul 1930, la Johannesburg (Africa de Sud), se precizează în cadrul primului Congres internațional asupra silicozei, că această maladie se datorește particulelor de SiO_2-liber, menționînd pentru prima oară ca dimensiuni periculoase pe cele mai mici de 10 μ .

In țara noastră, problema silicozei a fost abordată în anul 1949 de către Institutul de Igienă din Cluj, urmată în anul 1950 de o conferință pe țară, în care s-au dezbătut problemele silicozei și silicotuberculozei, precum și acțiunea patogenă o pulberilor industriale în general.

Lucrările Institutului de Igienă din Cluj, secondat de un colectiv de medici din Petroșani, au fost extinse asupra bazinului de cărbuni din Valea Jiului. Cu această ocazie s-a arătat că în Valea Jiului există roci silicogene și că, în consecință, există posibilitatea îmbolnăvirii minerilor de silicoză. Lucrările au fost executate la mina Lupeni și anume în diferite locuri și etape ale muncii, ca: perforare (la începutul și sfîrșitul operației), la încărcare etc. Determinările făcute sînt însă în număr prea restrîns pentru a permite să se tragă concluzii obiective și cu caracter general.

Din cele arătate mai sus rezultă că problema este deschisă cercetărilor sub toate aspectele ei. Din cele ce vor fi expuse ulterior se va vedea cît de multiple sînt greutățile ce stau în calea rezolvării ei.

Pentru a scoate mai limpede în evidență pericolul pe care-l prezintă silicoza pentru sănătatea minerilor, în tabela 1 este reprodusă o statistică a cazurilor de silicoză semnalate, precum și a cazurilor mortale intervenite între anii 1929 și 1951 în bazinul de cărbuni din Ruhr (Republica Federală Germană), din care rezultă înfricoșătoarea dezvoltare pe care a luat-o această boală în ultimii ani.

In continuare, tabela 1 A, cuprinde o statistică comparativă, pentru intervalul 1949—1954, a cazurilor mortale provocate de silicoză și de accidente mortale de mină din R.F.G. Cauzele principale care determină formarea prafului în lucrările miniere sînt: perforarea, împușcarea, încărcarea și transportul sterilului.

In minele de cărbune, muncitorii care suferă cel mai mult din cauza prafului sînt cei care mînuiesc perforatoarele percutante, încărcătoarele și artificierii.

In general, praful de mină este alcătuit din particule fine de material de la 1 mm la 1 μ, aflate fie în suspensie în aerul din mină, fie depuse pe pereții lucrărilor miniere.

Tabela 1

Dezvoltarea silicozei în bazinul Ruhr (R. F. G.).

Anul	Imbolnăviri anuale de silicoză	Cazuri mortale anuale datorită silicozei
1929	936	—
1930	1371	325
1931	730	362
1932	481	318
1933	284	399
1934	269	307
1935	373	349
1936	530	439
1937	1181	491
1938	1288	557
1939	1331	679
1940	1263	705
1941	1747	777
1942	2245	854
1943	2195	882
1944	2351	905
1945	1422	823
1946	2878	902
1947	2675	1047
1948	3360	1080
1949	4543	1028
1950	5425	1243
1951	4261	1185

Tabela 1 A

Statistica comparativă privind cazurile mortale provocate de silicoză și accidente mortale în bazinul Ruhr (R. F. G.).

Anul	Cazuri mortale de silicoză	Accidente mortale de mină
1948	1354	805
1949	1653	775
1950	1526	739
1951	1478	788
1952	1662	810
1953	1853	810
1954	1738	738

Însușirea prafului de a rămîne în aer un timp mai mult sau mai puțin îndelungat depinde de gradul de finețe al prafului, de greutatea lui specifică și de forma particulelor.

Prin calcule teoretice s-a putut arăta că particulele de corpuri solide, de formă sferică și greutate specifică egală cu 1, avînd diametrul cuprins între 0,1 și 0,001 mm, cad în aer liber (lipsit de curenți) cu viteze-limită cuprinse între 30 și 0,003 cm/s.

Pentru sănătatea minerilor este dăunător, mai ales, praful fin aflat în suspensie în aer, avînd un diametru mai mic ca 10 μ, în special cu 1—2 μ.

Cantitatea de praf conținută în aer, se poate exprima:

a) în greutate, adică gravimetric, miligrame de praf la 1 m^3 de aer;

b) prin numărul particulelor de praf la 1 cm^3 de aer, sau conimetric.

Nu numai aerul de mină, ci și aerul de suprafață conține praf în suspensie și uneori în cantitate însemnată, în funcție de locul considerat, variind de la 1 mg/m^3, pentru locurile puțin prăfuite, pînă la 100 mg/m^3, pentru locurile considerate extrem de prăfuite.

Pentru transformarea normelor gravimetrice în norme conimetrice, se admite că 1 mg praf/m^3 aer corespunde aproximativ la 200 particule cu dimensiuni de 0—2 μ la 1 cm^3 aer.

Din măsurătorile făcute s-a dovedit că în urma unei explozii rezultă cca. 120 000 particule/cm^3, pentru ca după o oră să scadă la cca. 25 000 particule/cm^3.

Cantitatea totală de praf din aer care se formează poate fi împărțită, în funcție de procesul de producție, în modul următor:

— la lucrările de perforare 85%
— la lucrările de explodare 10%
— la restul lucrărilor 5%

Astfel, cantitatea de praf din aerul de mină variază în limitele de cîteva miligrame pînă la cîteva sute miligrame la 1 m^3 aer, ajungînd uneori (la perforare, lîngă rostogoluri etc.) pînă la 5—7 și chiar 10—15 g la 1 m^3.

Indiferent de natura fizică sau chimică a prafului, se știe că particulele de praf din atmosfera minei sînt dăunătoare sănătății muncitorilor. Acțiunea lor fiziologică depinde de mai mulți factori, dintre care cei mai importanți sînt: compoziția chimică și mărimea particulelor de praf.

În acest sens, distingem pulberi toxice de arsen, plumb, mercur etc., care acționează ca toxice generale asupra organismului.

Pulberile cu acțiune predominantă locală asupra sistemului respirator, sînt: SiO_2, silicați (talc, azbest etc.), praful de cărbune etc.

Este bine stabilit că dintre toate pulberile, cel mai dăunător este SiO_2-liber. La fel de periculos este considerat și praful de gresie și granit.

Dar nu numai SiO_2-liber are o acțiune vătămătoare asupra organismului, ci și praful fin de silicați, ca: azbest, talc, sericit, feldspați, mică, argilă, care produc afecțiuni cunoscute sub numele generic de silicatoze (sericitul cauzează sericitoza, azbestul — azbestoza, talcul — talcoza etc.). În general se susține că aceste pulberi sînt mai puțin nocive, părere mult controversată chiar și în prezent.

O altă problemă mult controversată și asupra căreia nu s-a stabilit încă un punct de vedere unitar, vizează compoziția granulometrică a prafului, urmînd a se preciza care sînt particulele ce acționează asupra organismului, contribuind la generarea silicozei. În această privință se pare că particulele ajunse în alveolele pulmonare nu depășesc de obicei 10 μ, iar marea lor majoritate (95—99%) au un diametru mai mic de 5 μ.

La necropsia plămînilor decedaților de silicoză s-a găsit că majoritatea particulelor de pulbere au dimensiuni mai mici ca 1 μ, particulele mai mari fiind într-o proporție mult mai redusă, iar cele între 10 și 20 μ fiind foarte puține.

A. A. Skocinski arată că din praful inspirat o dată cu aerul, cca. 90% nu ajunge mai departe de nas și gît; restul de 10%, și anume particulele cele mai fine (1—2 μ) ajunge în alveolele pulmonare în care se depune o parte însemnată, îmbîcsind la început plămînii numai printr-o acțiune pur mecanică, pentru ca apoi să-și facă efectul toxic.

Congresul de la Eisleben (R.D.G.) din anul 1952 privind combaterea silicozei și-a conturat părerea generală asupra acestei probleme. După părerea participanților, vătămătoare ar fi particulele de SiO_2-liber mai mici ca 5 μ. În privința limitei inferioare a granulației periculoase, congresul nu s-a putut pronunța cu toată siguranța; s-au admis numai ipotetic dimensiunile de 0,1—0,01 μ. Pentru a se obține o cît mai mare siguranță împotriva îmbolnăvirii de silicoză, s-a admis ca limită superioară particulele de SiO_2-liber pînă la 42 μ.

Asupra acțiunii patologice a SiO_2-liber s-au emis mai multe teorii. În prezent, cea mai acceptată este teoria chimico-toxică a patogenezei silicozei, conform căreia particulele foarte fine de SiO_2-liber din aerul inspirat, în contact cu lichidul țesuturilor pulmonare se hidrolizează încet formînd o soluție coloidală chimic activă de acid silicic (SiO_3H_2) toxic.

Prin silice liberă se înțelege în general bioxidul de siliciu sub formă de cuarț.

Mult timp s-a considerat, și această părere mai persistă și azi, că bioxidul de siliciu amorf nu prezintă același pericol. În urma experiențelor recente rezultă că și SiO_2-amorf, foarte fin divizat, provoacă aceleași efecte ca și cel cristalizat (cuarțul).

De aici rezultă concluzia că este indispensabil a considera drept conținut de SiO_2-liber prafurile care conțin silicea sub formă cristalizată (cuarț), cît și sub formă amorfă.

După expunerea muncitorilor timp mai îndelungat în atmosferă prăfoasă se dezvoltă procesul de fibroză pulmonară, caracterizat prin cruste, îngroșări și noduli de silicoză. Totodată, după studiile anatomiei patologice și ale simptomatologiei clinice, aceste boli au efecte și asupra unor organe, ca: traiectul gastrointestinal, căile respiratorii, vasele limfatice și asupra aparatului respirator prin micșorarea suprafeței de respirație, ceea ce conduce la lipsa de aer și la micșorarea rezistenței organismului față de alte boli.

II. Norme admise asupra periculozității prafului de mină

Din cele expuse anterior reiese pericolul pe care-l prezintă praful rezultat în lucrările miniere, precum și factorii care contribuie la crearea acestui pericol.

Se impune, deci, stabilirea unor norme calitative și cantitative asupra conținutului nevătămător de praf de mină, fapt greu de realizat, ținîndu-se seama de numărul foarte mare al varietăților de praf. Patogeneitatea prafului depinde atît de concentrația lui în aer, cît mai ales de compoziția lui granulometrică.

În general, pentru stabilirea conținutului de praf din aer, în toate țările aproape predomină norme numerice. Astfel, pentru minele de aur din Africa de Sud, unde rocile conțin cca. 80—90% SiO_2-liber, s-a stabilit ca normă 300 particule mai mici ca 5 μ la 1 cm^3 aer. În S.U.A. nu există încă norme stabilite prin lege — în practica curentă industrială folosindu-se așa-numitele norme Wiskonsin, care diferă între ele în funcție de conținutul procentual de SiO_2 din rocă. Pentru 100% SiO_2-liber în rocă se admit 175 particule de praf într-un cm^3 de aer.

Normele admise în U.R.S.S. sînt cele precizate în GOST 1324-47, conform căruia, conținutul de praf al aerului cînd este prezent și SiO_2-liber este de 2 mg/m^3 aer, ceea ce corespunde la 200—300 particule mai mici ca 2 μ într-un cm^3.

În R.P.R. sînt încă în vigoare următoarele norme *) pentru minele de cărbuni:

— pentru praf care nu conține SiO_2 liber max. 1800 particule/cm³.

— pentru praf cu SiO_2-liber 10% max. 1 100 particule/cm³.

— pentru praf cu SiO_2-liber 10—40% max. 350 particule/cm³.

— pentru praf cu $Si0_2$-liber 40% max. 180 particule/cm³.

In R.D.G., nu s-au stabilit încă asemenea norme care depind de natura rocii din care se formează praful. În schimb, Institutul pentru cercetarea silicozei din Bochum (R.F.G.) încearcă să stabilească așa-numitele „cifre periculoase" pentru diferite roci. Astfel, în scopul scoaterii în evidență a pericolului pe care-l prezintă pentru silicoză diferiți componenți ai rocilor, s-a întocmit o scară, în care cuarțul (100% SiO_2-liber) este considerat drept componentul cel mai periculos, dîndu-i-se valoarea 1, iar carbonatului de calciu, fiind considerat cu totul inofensiv pentru silicoză, i s-a dat valoarea 0. Cu valori intermediare intervin feldspatul (0,7), sericitul cu peste 25% SiO_2-liber (0,7), sericitul cu mai puțin ca 25% SiO_2-liber (0,5), sericitul fără SiO_2-liber (0,3), argila (0,2) etc.

Astfel, periculozitatea unei roci se calculează din componenții prafului fin sub 42 μ, care, exprimați în % înmulțite cu cifra de periculozitate respectivă, indică gradul de periculozitate pe care-l prezintă roca cercetată.

Din cele arătate mai sus rezultă că aproape toate limitele fixate prin diferite standarde și norme cu privire la conținutul maxim de praf din aer nu sînt satisfăcătoare, întrucît nu precizează simultan toți factorii care contribuie la gradul de periculozitate. În special, nici una din norme nu ține seamă de compoziția chimică procentuală în rocă a diferiților componenți care o alcătuiesc.

Astfel, normele menționate consideră periculos numai praful de SiO_2-liber, neținînd seamă de conținutul procentual al celorlalți componenți din praful rezultat din rocile întîlnite la diferitele lucrări miniere. De asemenea, nu se precizează nici o limită referitoare la mărimea particulelor, din care cauză nu este posibilă expunerea mai cuprinzătoare a rezultatelor obținute prin raportarea lor la cifre de referință-standard.

III. Măsuri pentru combaterea prafului

În lucrările miniere, lupta împotriva prafului vătămător constituie o problemă grea și complicată. Această luptă se duce în general prin introducerea unui complex întreg de măsuri și anume. a) tehnice; b) medico-sanitare și c) sociale.

Cele mai importante măsuri tehnice sînt:

1. Aerarea activă a lucrărilor miniere, mai ales a locurilor de muncă și a lucrărilor din vecinătatea acestora.

2. Folosirea perforării cu spălare și adaosuri de reactivi pentru umectarea prafului.

3. Captarea activă a prafului numai în cazul cînd perforarea cu spălare implică mari dificultăți și este imposibil de aplicat.

4. Combaterea prafului prin stropire, perdele de apă și ceață.

5. Apărarea individuală a muncitorilor împotriva inspirării prafului (măști).

In afară de aceste măsuri tehnice, în prezent sînt în curs lucrări pentru stabilirea metodelor de exploatare care produc cît mai puțin praf și se studiază procedee de perforare noi cu același scop.

De asemenea, este în curs de studiu problema privitoare la viteza curentului de aer necesar la locurile de muncă, pentru prevenirea concentrațiilor mari de praf fin din aer; după cum se știe, aceste viteze sînt cuprinse în general între 0,25 și 0,75 m/s.

Perforarea găurilor cu spălare este mijlocul cel mai eficace pentru a reduce de 15—60 ori concentrația de praf din aerul locului de muncă, în cazul cînd în apa de spălare s-au adăugat reactivi de umectare (în general produse ale industriei petrolifere adăugate în proporție de 0,1%), deoarece apa singură nu poate umecta particulele de praf mai mici de 2 μ; în plus, apa de spălare trebuie să fie suficientă, variind între 3 și 7 l/min. Pentru reducerea consumului de apă de spălare se adaugă așa-numiții spumanți în proporție de 0,5% (soluție de săpunuri de sodiu sau potasiu, sau apa care rămîne după fierberea săpunului). Spuma ocupă în general un volum de cca. 15 ori mai mare decît apa.

In cazul cînd, datorită unor împrejurări oarecare, perforarea găurilor prin spălare cu apă nu poate fi realizată, perforarea se face uscat, folosindu-se instalații pentru captarea prafului. Unele din aceste instalații au o mare eficacitate, reușind să rețină pînă la 99,5% din praf. Totuși, deocamdată, toate tipurile de instalații de captare a prafului sînt aparate complicate și voluminoase, din care cauză sînt puțin răspîndite în lucrările miniere.

Stropirea atentă cu apă a locului de muncă și a spațiului învecinat, combinată cu formarea perdelelor de apă, au o mare eficacitate asupra depunerii prafului din aer și care ajunge, cînd operațiile sînt bine conduse, pînă la 70—99%. De asemenea, are o mare eficacitate utilizarea apei la încărcarea și transportul minereului sau al cărbunelui.

Toate mijloacele de eliminare a prafului din locurile de muncă examinate mai sus, dacă sînt riguros aplicate, dau rezultate bune, nu însă depline, deoarece praful fin, și totodată și cel mai dăunător, poate rămîne în aer într-o concentrație care să depășească norma admisă (2 mg/m³ aer), din care cauză, concomitent cu mijloacele colective de apărare, trebuie să se realizeze și apărarea individuală a muncitorilor minieri împotriva prafului dăunător cu ajutorul măștilor de respirație care filtrează praful din aerul inspirat. O asemenea mască cîntărește cca. 250 g, iar rezistența la trecerea aerului prin ea este de numai 2 mm coloană de apă. La încercările de laborator, măștile au reținut pînă la 99% din praf (în greutate). Durata de serviciu a filtrelor măștilor este de cca. 25—40 de schimburi de muncă.

La suprafață se formează mai mult praf în instalațiile de clasare, concasare etc. Pentru prevenirea împrăștierii prafului, aceste agregate se acoperă cu carcase speciale, iar praful este absorbit cu exhaustoare, fiind apoi condus în camerele de depunere; totodată, pentru depunerea prafului se mai recurge și la stropire, dacă aceasta nu îngreunează procesele ulterioare de sortare și înnobilare și nu influențează calitatea producției. Regulamentele de securitate minieră prevăd ca, curentul principal de intrare a aerului în mină să nu mai treacă prin instalațiile de sortare și pe lîngă culbutoare; de asemenea, se prevede ce haldele de steril și resturile de la instalațiile de preparare să fie situate la o distanță mai mare de puțurile prin care intră curentul de aer proaspăt în mină.

In afară de măsurile tehnice arătate mai sus, care au ca scop să împiedice răspîndirea și menținerea prafului în aer și să apere muncitorii de aspirarea lui (mai ales a celui silicios), este necesar să se ia măsuri medico-sanitare și sociale, pentru a susține rezistența organismului și pentru a identifica cu precizie, și pe cît posibil în fază incipientă, bolile provocate de praf, în special silicoza (examene radioscopice periodice, supraalimentație, cercetări și control de laborator, concedii de odihnă etc.).

Măsurile profilactice indicate, prescrise de legislația U.R.S.S., au caracter absolut obligatoriu pentru cazurile în care rocile sau minereurile conțin mai mult ca 10% SiO_2-liber și deci locul prezintă pericol de îmbolnăvire de silicoză; totuși, aplicarea măsurilor de mai sus este necesară într-un grad sau altul la toate lucrările

*) Aceste norme se află în curs de revizuire. Noile norme sînt elaborate urmînd a intra în curînd în aplicare. (N.R.)

miniere unde pot interveni îmbolnăviri din cauza prafului mai puțin periculos decît SiO_2-liber.

Terminînd examinarea măsurilor de luptă împotriva prafului de mină atît de vătămător sănătății, dăm pe scurt unele indicații privind așa-numita aluminoprofilaxie a silicozei.

În anii dinaintea celui de-al doilea război mondial se stabilise că un praf fin de aluminiu atenuează influența toxică a cuarțului asupra țesutului pulmonar, deoarece aluminiul metalic, pătrunzînd în plămîn, se transformă în oxid de aluminiu hidratat care, pe de o parte neutralizează SiO_2 din soluție, iar pe de altă parte acoperă cu o peliculă de protecție particula de praf de cuarț.

După verificarea lipsei de nocivitate a inspirării prafului de aluminiu asupra organismului omenesc, prin observații scrupuloase făcute asupra a 125 de muncitori cu un stagiu de 6—23 ani în instalații de măcinare a minereurilor de aluminiu, au fost organizate observații clinice asupra a două grupe de muncitori minieri, la care, prin radiografie pulmonară, au fost descoperite simptome de silicoză incipientă. Muncitorii primei grupe au fost supuși la inhalații de praf de aluminiu, unii de 200, alții de 300 de ori. Muncitorii grupei a doua, care au lucrat la aceeași mină, nu au fost supuși la inhalații. Rezultatul a fost că la 56% din muncitorii primei grupe starea sănătății s-a îmbunătățit, la 44% a rămas neschimbată, iar starea sănătății la 65% din muncitorii care nu au fost supuși inhalațiilor s-a înrăutățit.

Pe baza acestor experiențe și observații, la unele mine din U.R.S.S. a început profilaxia cu ajutorul prafului de aluminiu. În acest scop se folosesc încăperile pentru schimbarea hainelor, în care muncitorii rămîn aproximativ 10 minute înainte de a începe lucrul. Aerul acestor încăperi conține în suspensie praf foarte fin de aluminiu în cantitate de cca. 35 mg/m³, ceea ce corespunde la cca. 35 000 particule/cm³. Praful de aluminiu trebuie să fie strict condiționat, fiind de o finețe de 90% mai mic de 1 μ și numai 10% pînă la 5 μ; praful este compus din punct de vedere chimic din 20% aluminiu metalic și 80% oxid de aluminiu.

Față de rezultatele pozitive obținute pînă în prezent, încercările continuă și se așteaptă ca pe această cale simplă să se găsească mijlocul de combatere a silicozei **).

IV. Metode de control al aerului din mine în privința conținutului de praf, precum și a naturii prafului

Pentru controlul aerului din mină în ceea ce privește praful conținut, precum și natura lui, este necesar să se determine, așa cum rezultă din cele descrise mai sus, următoarele caracteristici:

a) Conținutul în mg/m³ al prafului în suspensie în aer, mai fin ca cca. 10 μ.

b) Compoziția granulometrică a prafului.

c) Suprafața totală a prafului conținut în unitatea de volum a aerului.

d) Compoziția chimică și mineralogică a prafului și conținutul procentual al componenților chimici nocivi.

Pentru a răspunde acestor cerințe, s-au imaginat multiple metode care se pot sistematiza în trei grupe principale:

1. Metode gravimetrice, adică prin cîntărire.
2. Metode conimetrice, adică prin numărare.
3. Metode mixte conigravimetrice prin cîntărire-numărare.

La majoritatea metodelor se deosebesc două operații distincte și anume:

— recoltarea probei de praf și

— cercetarea probei de praf recoltată.

Metodele cunoscute de recoltare a prafului sînt: filtrarea, sedimentarea, izbirea, termoprecipitarea și electroprecipitarea. Există aparate care permit cercetarea prafului nociv din aer pe cale optică (tindallmetre) și fotometrică (fotogravimetrice și fotograviconimetrice).

Metodele de analiză a prafului se împart în: metode în care se separă faza dispersă (aer) de faza dispersată (praf) și metode în care studiul prafului se face prin a-l separa de aer și în care caz nu mai este necesară recoltarea probelor de praf.

În prezent se cunosc următoarele metode de lucru, recunoscute ca mai eficace:

Metode gravimetrice (prin filtrare), se bazează pe trecerea unui volum determinat din aerul de cercetat cu ajutorul unui dispozitiv aspirator printr-un filtru (vată higroscopică), vată de sticlă etc.). Cel mai cunoscut este aparatul dr. T. D. Pik *). Greutatea prafului depus se determină prin diferența dintre greutatea filtrului înainte și după filtrarea aerului. Prin această metodă nu se obțin însă decît date gravimetrice (mg praf/m³ aer), fără nici o indicație privind dimensiunile particulelor și fără a avea siguranța că s-au putut reține și particulele cele mai fine (< 10 μ și în special cele < 1 μ) recunoscute ca generatoare ale silicozei.

Metode gravimetrice bazate pe recoltarea prin sedimentare. Cele mai cunoscute aparate pentru recoltarea prafului prin sedimentare sînt:

a) camera de sedimentare Green;
b) contorul Owens II;
c) aparatul centrifugal Stoianovski;
d) camera de sedimentare dr. E. Selișcan **).

Camera de sedimentare Green constă dintr-un tub cilindric cu fundul și capacul detașabil, avînd înălțimea de 50 mm și diametrul de 36 mm. Pe fundul cilindrului se poate așeza o lamelă pe care se sedimentează praful. Principiul metodei constă în numărarea particulelor de praf de pe o anumită suprafață a lamelei, după ce s-a depus pe ea praful din camera de sedimentare.

O cameră de sedimentare căreia i s-au adus unele îmbunătățiri a fost construită de dr. E. Selișcan.

Pe același principiu se bazează și contorul Owens II, care are însă neajunsul că datorită construcției lui nu poate lua o probă decît la trei ore.

Aparatul centrifugal al lui Stoianovski se bazează tot pe principiul sedimentării, folosind însă în acest scop forța centrifugă.

Metoda prin sedimentare oferă posibilitatea de a determina numărul particulelor, mărimea lor, precum și determinarea SiO_2-liber din prafuri pe cale optică.

Ele dau în general rezultate constante, praful depunîndu-se direct din camera de sedimentare pe lamelă. Camerele de sedimentare reprezintă o aparatură relativ simplă, sînt foarte ușor de construit, au volum mic și se pretează la transport și manipulare în orice condiții mai ales în subteran. Ca neajuns se poate menționa volumul relativ mic al camerei de sedimentare și deci un volum mic de aer din care se depune praful de cercetat. Acest neajuns poate fi îndepărtat prin folosirea unui număr mai mare de camere pentru același loc de muncă de cercetat.

Un alt neajuns, care este însă valabil pentru toate aparatele folosite, constă în faptul că probabil pe lamela de sticlă din fundul camerei de sedimentare nu se depun toate particulele de praf din aer, adică cele foarte fine (< 1 μ) și despre care s-a menționat că durata lor de depunere este de cîteva ore.

Metoda de sedimentare prin șoc își găsește aplicație în conimetrele tip Zeiss, Owens I, TP_2, SP_9 și constau în depunerea prafului prin șoc pe o sticlă a prafului de studiat.

O altă metodă este aceea a impingerului, care constă în captarea prafului de cercetat într-un lichid, prin izbire. Aceasta este o metodă conigravimetrică și dă posibilitatea ca pe aceeași probă să se poată executa atît determinări gravimetrice, cît și conimetrice. Recoltarea probelor necesită un vas de recoltare (împinge),

*) De la Institutul de igiena muncii și boli profesionale al Academiei de Științe Medicale a U.R.S.S.

**) Această afirmație a autorilor este discutabilă (N.R.)

un aparat pentru măsurarea debitului de aer care trece prin vas, precum și o sursă de aspirație constantă de aer. Metoda permite executarea celor mai variate determinări asupra probelor recoltate: conimetrice, gravimetrice, iar în cazul recoltării unei însemnate cantități de praf se poate face și analiza chimică a prafului (determinarea SiO_2-liber și SiO_2-total).

Metoda prezintă însă o serie de neajunsuri prin faptul că cere un debit constant de aer, necesită o aparatură auxiliară greoaie (pompe aspiratoare de greutate apreciabilă), vasele-impinger au un volum relativ mare (cca. 1 l) și sînt confecționate din sticlă, deci sînt fragile, cere curent electric la locul de recoltare pentru acționarea pompelor etc., ceea ce face ca această metodă să fie greu de aplicat în subteran, cu toate avantajele pe care le prezintă pentru cercetare, după recoltarea probei.

Metoda de recoltare prin termoprecipitare se bazează pe principiul difuziunii gazelor și pe curenții radiali de aer ce iau naștere în jurul unui filament incandescent. Dacă în calea acestor curenți se așază un obstacol, praful din aer va fi izbit și reținut de obstacol. Metoda are o mare eficiență de reținere (peste 95%) și permite analiza conimetrică a prafului. Poate fi considerată ca una din cele mai bune metode conimetrice.

Metoda prin electroprecipitare folosește filtre electrice și se bazează pe faptul că aerul conținînd praf este trecut printr-un cîmp electric de mare tensiune (pînă la 70 000 V), iar particulele solide încărcate electric sînt dirijate spre electrodul cu semn contrar, unde, după cedarea sarcinii, se depun.

Eficacitatea filtrelor electrice este foarte mare (peste 99%), dar din cauza nevoii de a se crea un cîmp electric de înaltă tensiune, perspectivele folosirii în condițiile din subteran sînt îndoielnice.

În cele de mai sus au fost enumerate o mare parte din metodele și aparatele folosite pentru controlul prafului din aer. S-au arătat principiile pe care se bazează, avantajele și neajunsurile lor, din care rezultă că, cu nici unul din aparate nu este posibil să se stabilească riguros precis cantitatea de praf reală din aer sau compoziția granulometrică reală a prafului și nici concentrația lui exactă în greutate.

Din expunerea problemei sub diferitele ei aspecte nu este greu a desprinde greutățile practice care stau în calea rezolvării ei. Aceasta nu înseamnă însă că problema este de nerezolvat. În primul rînd, realizarea ei este necesară ca o contribuție directă la măsurile de protecția muncii minerilor, iar, în al doilea rînd, rezultatele la care se va ajunge vor putea confirma sau infirma, total sau în parte, unele teorii expuse.

V. Problema silicozei în Valea Jiului

După cum s-a arătat mai înainte, problema studiului silicozei s-a pus la noi pentru prima dată în anul 1943, pentru ca, apoi, să fie abordată în ansamblul ei de către Institutul de Igienă din Cluj (prof. dr. L. Prodan). În urma conferinței pe țară care a avut loc la Cluj (anul 1950), Ministerul Sănătății a instituit o comisie pentru elaborarea unor propuneri concrete pentru combaterea acestei boli. Lucrările comisiei s-au extins asupra bazinului de cărbuni din Valea Jiului la mina Lupeni și au arătat că din cauza rocilor silicogene există pericolul îmbolnăvirii minerilor de silicoză. Lucrările făcute de comisie au constituit numai un început și nu au permis să se tragă concluzii cu caracter general.

Studiul de față are ca scop să completeze studiul anterior cu o serie de date chimico-analitice și conigravimetrice privind conținutul de SiO_2-liber în roci și în praf, extinzîndu-se asupra locurilor de muncă de la suprafață și subteran de la mina Petrila.

În ceea ce privește metodele de lucru, față de multiplitatea lor, s-au ales metodele care pretind aparatura cea mai simplă, ținîndu-se seama în această privință de concluziile Conferinței unionale de la Moscova din anul 1953, cu care ocazie s-au făcut recomandații speciale participanților *) să considere ca principală metodă pentru determinarea prafului din aer, în anii următori, metoda gravimetrică, asociată cu determinarea dispersiunii, efectuată pe preparate obținute prin metoda sedimentării.

În scopul de a se dovedi că nu conținutul de SiO_2-liber de rocă contribuie la periculozitatea locului de muncă, ci cel din praf, s-au executat analize chimice și petrografice atît ale rocii, cît și ale probelor de praf recoltate.

În condițiile de cercetare la suprafață și în subteran s-a căutat să se obțină suficiente date pentru a se trage concluzii asupra pericolului locurilor de muncă în ceea ce privește silicoza.

Astfel, la cercetările de la suprafață s-au efectuat determinări atît asupra rocii, cît și asupra prafului rezultat din rocă la patru locuri de muncă considerate periculoase (camera concasoarelor, stația de încărcare, morile pentru pietriș și steril etc.), efectuîndu-se în total 13 analize și luîndu-se probe la începutul funcționării instalațiilor, în timpul și după terminarea lucrului, rezultatele fiind concentrate în tabela 2.

În ceea ce privește cercetările făcute în subteran, s-au efectuat determinări asupra rocii la opt locuri de muncă, executîndu-se în total 14 analize de rocă din punctul de vedere al conținutului de SiO_2-total și SiO_2-liber, rezultatele obținute fiind centralizate în tabela 3.

În continuare, au fost cercetate 11 probe de praf recoltate din aer în mai multe locuri din subteran, notîndu-se și lucrările care se executau, ca: perforare, împușcare, încărcare etc. Rezultatele obținute sînt centralizate în tabela 4.

Se menționează în mod special că pentru cercetarea prafului din aerul de la suprafață și subteran s-a folosit camera de sedimentare dr. E. Selișcan (pentru determinări conimetrice) și alonja dr. T. D. Pick (pentru determinări gravimetrice).

Tabela 5 cuprinde conținutul de SiO_2-liber a 46 de probe de steril recoltate din acoperișul și culcușul stratelor de cărbune de la minele Petrila, Lonea și Vulcan.

VI. Interpretarea rezultatelor, concluzii și propuneri

Studiul de față are ca scop să completeze pe cele existente și să clarifice linia de cercetare pentru viitor, în privința silicozei.

Pentru a se putea trage concluziile necesare în scopul precizării gradului de periculozitate a locurilor de muncă în ceea ce privește silicoza, este necesar să ne referim la normele de tehnica securității (N.T.S.), ținînd seamă de limitele admise în aceste norme. Cu cît datele obținute vor depăși limitele admise, cu atît va trebui ca locul de muncă cercetat să fie considerat mai periculos din acest punct de vedere.

La unele locuri de muncă de la suprafață (tabela 2) se vede că atît la analiza prafului de rocă, cît și a rocii, procentul de 5% SiO_2-liber este depășit, în unele cazuri fiind aproape de 50%.

În ceea ce privește concentrația de praf a locurilor de muncă, rezultatele pot fi exprimate atît gravimetric (mg/m³), cît și conimetric (număr de particule/cm³), mai ales că între aceste două feluri de exprimare există un paralelism.

Astfel, normele pentru praful fără conținut de SiO_2 liber admit 1 800 particule/cm³, în timp ce pentru 40% SiO_2-liber nu se admit decît 180 de particule/cm³.

*) Conferința a avut loc în luna mai 1953, sub președinția acad. A. A. Skocinski și au participat delegați a cca. 80 de instituții publice interesate (inspectorate sanitare, facultăți de medicină, institute de cercetări etc.). Au fost prezentate numeroase lucrări prvind aparatura nouă și îmbunătățirea celei vechi, metode de cercetare, observații clinice etc. Concluziile conferinței au fost publicate în revista „*Medițina i Sanitaria*" din martie 1954.

Din tabela 2 rezultă că în nici unul din locurile de muncă cercetate nu există sub 5% SiO_2-liber în rocă şi mai puţin de 180 de particule/cm³ aer. Reiese deci limpede că la toate locurile de muncă cercetate există pericol de îmbolnăvire de silicoză în cazul cînd nu se iau măsuri de combatere a prafului de silice.

Rezultatele referitoare la înaintările în steril sînt arătate în tabelele 3 şi 4, din cercetarea cărora se constată că la nici unul din locurile de muncă din subteran studiate nu avem sub 5% SiO_2-liber în rocă şi sub 180 de particule praf/cm³ în aer, deci locurile prezintă pericol de îmbolnăvire de silicoză.

Tabela 2

Cercetări la suprafaţă

Nr. crt.	Locul de muncă	Felul rocii	Analiza rocii		Conţinutul de praf, mg/m³	Numărul de particule de praf/cm³	Gradul de dispersie a prafului de rocă sterilă, în %					Sio_2 liber din praf. %
			Sio_2 — total, %	Sio_2 — liber, %			< 1 μ	1—3 μ	3—5 μ	5—10 μ	> 10 μ	
1	Sala concasoarelor	marnă	43,83	10,58	10,9	4 200	27	27	12	20	14	18,63
2	Staţia încărcare, Sect. VI	arg. nisip.	51,61	12,50	12,5	4 500	15	17,5	20,5	23,5	23,5	12,70
3	I d e m	gresie	52,71	39,18	0,5	220	19	15	10	20	36	39,14
4	Moara pentru steril	arg. nisip.	48,86	15,19	8,2	3 300	26	12	20	18	24	15,18
5	I d e m	arg. nisip.	48,36	13,19	80,5	16 200	25	38	11	14	12	15,68
6	I d e m	—	—	—	80,5	16 660	20	21	13	15	31	10,70
7	Moara de pietriş, Sect. XI	gresie	61,62	48,16	11,7	3 500	14	20	12	23	31	49,98
8	I d e m	gresie	61,83	41,12	4,2	1 350	42	28	10	5	15	44,09
9	I d e m	gresie	62,98	48,16	4,8	870	22	17	18	16	27	49,05
10	I d e m	gresie	68,98	48,16	24,3	5 324	42	27	14	11	6	49,38
11	I d e m	gresie	59,64	40,24	10,2	3 130	16	26	20	18	20	43,38
12	I d e m	gresie	62,32	33,18	5,0	1 300	38	16	20	16	10	35,65
13	I d e m	gresie	62,03	37,15	23,4	5 660	49	21	12	8	10	39,43

Rezultatele din tabela 2 prezintă variaţii destul de mari care depind însă de momentul luării probelor. Astfel, la începutul operaţiilor de sfărîmare a sterilului, concentraţia de praf în aer este mică, în timp ce probele luate numai după 2 ore de măcinare arată o concentraţie mare, ceea ce indică pericol de îmbolnăvire.

Totodată se vede că cele mai periculoase locuri sînt acelea în care predomină gresia, din care rezultă un praf cu conţinut ridicat de SiO_2-liber. Nu se poate afirma însă că argilele şi marnele nu sînt periculoase, deşi conţinutul lor de SiO_2-liber este mai scăzut decît în gresii, totuşi, nu scade sub 5%. Trebuie ţinut seama că în afară de SiO_2-liber, într-o măsură mai mică, sînt periculoşi şi silicaţii (20—70% faţă de SiO_2-liber, după datele Congresului de la Eisleben R.D.G.) şi că trebuie ţinut seamă şi de prezenţa lor la aprecierea periculozităţii locului de muncă.

Tot din datele de mai sus se vede că în timpul perforării se produc cantităţi de praf apreciabil mai ridicate decît la celelalte operaţii, ca: împuşcare, încărcare etc.

Cercetînd cantităţile de praf rezultate în urma operaţiilor de perforare şi împuşcare în abatajele udate de apă subterană, se constată o micşorare considerabilă a cantităţii de praf. Este cert că în cazul aplicării perforajului umed cantitatea de praf va scădea foarte mult. În cazul în care perforajul umed s-ar face cu soluţii care conţin substanţe tensio-active, cantitatea de praf din aer poate scădea şi mai mult.

Analizînd din acest punct de vedere rezultatele din tabela 4, se observă că, în cazul pereţilor umezi ai abatajului, concentraţia de praf din aer scade la 510 particule/cm³, respectiv 1,5 mg praf/cm³ ceea ce este foarte puţin faţă de restul concentraţiilor de praf din aer.

Tabela 3

Cercetări în subteran

Nr. crt.	Natura rocii	Locul de recoltare a probei	Analiza rocii	
			Sio_2 — total, %	Sio_2 — liber, %
1	Gresie fină	Stratul V, orizontul X A	58,37	47,34
2	Argilă nisipoasă	Stratul V spre vest orizontul X A	38,52	4,32
3	Argilă nisipoasă	Galeria transversală IV B la orizontul X A	54,82	14,65
4	Argilă feruginoasă	Galeria transversală IV B la orizontul XII	57,65	17,07
5	Marnă fosiliferă	Galeria transversală între stratele 7 şi 8	39,20	8,64
6	Gresie	Galeria de legătură cu sectorul I la orizontul XII	55,45	37,23
7	Argilă nisipoasă	Galeria de legătură cu sectorul V la orizontul XII	32,14	17,35
8	Gresie	Galeria de ocol a puţului 8, la orizontul XII	60,72	51,22
9	Argilă nisipoasă	Galeria din culcuşul stratului III, la orizontul IX	56,53	12,16
10	Argilă nisipoasă	Puţul orb nr. 9 orizontul XII	54,41	12,41
11	Argilă nisipoasă	Puţul principal la orizontul X—XII	55,66	16,31
12	Marnă cu faună	Culcuşul stratului 7 la orizontul XII	54,45	14,31
13	Gresie	Orizontul XII	59,64	30,10
14	Argilă nisipoasă	Orizontul XII	26,32	13,21

Tabela 4

Cercetări în subteran

Nr. crt.	Locul de muncă	Felul rocii	Analiza rocii		Conținutul de praf, mg/m³	Numărul de particule de praf/cm³	Gradul de dispersie a prafului de rocă sterilă, în %				SiO_2 — liber din praf. %	Condițiile de recoltare a probei de praf
			SiO_2 — total, %	SiO_2 — liber, %			1	1—3	3—5	5-10	10	
1	Galeria transversală IV B, la orizontul XII	Argilă feruginoasă	42,35	12,38	12,4	3 750	33	21	26	11	9	8,36	La 15 minute după împușcare
2	Galeria de legat cu sectorul V, orizontul XII	Argilă și gresie	64,15	24,52	1,5	510	25	26	20	16	13	23,08	Idem (pereții abatajului umezi)
3	Galeria transversală vest, la orizontul XII	Argilă nisipoasă	49,56	12,14	23,4	5 980	24	26	22	17	11	10,86	La 30 minute după împușcare
4	Galeria de ocol a puțului central, la orizontul XII	Argilă și gresie	55,36	32,36	2,7	910	20	33	22	17	8	36,66	La 20 minute după împușcare
5	Galeria transversală de legătură cu Sectorul I, la orizontul XII	Gresie	58,86	48,56	25,6	6 820	32	24	18	19	7	49,23	Probă luată în timpul perforării
6	I d e m	Gresie	59,79	44,52	27,5	6 930	37	23	21	8	11	47,09	I d e m
7	Puțul orb nr. 9, la orizontul XII—XIV	Argilă și gresie	56,08	22,36	10,6	2 800	35	29	12	15	9	35,62	Probă luată în timpul încărcării
8	Galeria direcțională est din culcușul stratului III, la orizontul X A	Gresie	43,71	35,52	50,2	8 900	25	23	21	13	18	36,65	Probă luată în timpul perforării
9	Puțul principal, la orizontul XII	Gresie	56,20	33,26	48,2	8 650	25	28	17	13	17	32,64	I d e m
10	I d e m	Gresie	55,20	33,26	62,2	9 550	48	16	14	12	10	31,69	La 5 minute după împușcare
11	Diagonala stratului V, la orizontul XI	Gresie	61,65	56,71	20,1	3 920	33	43	9	6	4	49,37	În timpul perforării

La prima vedere s-ar părea că analiza rocii nu ar oferi date concludente asupra periculozității locului de muncă; analiza este totuși foarte indicată întrucît acolo unde procentul de SiO_2-total este ridicat va exista pericol de îmbolnăvire. Aceasta din următoarele motive: 1. Pentru că, chiar în cazul în care conținutul de SiO_2liber este mai scăzut (cazul argilelor și al marnelor), este posibilă o concentrație mare de silicați (SiO_2combinat), care în multe cazuri pot fi aproape la fel de periculoși ca și SiO_2-liber (cazul feldspaților, sericitei etc.).

2. Diferența de SiO_2-liber din rocă și din praf este în general mică; în unele cazuri, în special în rocile tari, s-a constatat că în praf conținutul de SiO_2-liber poate fi uneori chiar mai mare decît în rocă. În concluzie, se poate afirma că în cazul rocilor cu conținut ridicat de SiO_2-total și în special de SiO_2-liber, praful rezultat va prezenta pericol de îmbolnăvire de silicoză (tabela 5). Asemenea cazuri intervin mai des la gresie și mai rar la marne și argile.

Întrucît însă analizele de acest fel se execută după efectuarea operațiilor de perforare etc., deși după inhalarea prafului de către muncitori, laboratorul nu face altceva decît să constate un fapt îndeplinit.

Pentru a preveni și a combate cu eficacitate silicoza, se recomandă următoarele măsuri:

1. Acolo unde urmează să se execute lucrări miniere în steril, în special gresie sau alte roci cuarțifere, chiar în argile și marne, să se ia măsuri tehnice de prevenire a formării prafului, prin perforaj umed, completat cu măsuri potrivite de aeraj. Măsura nu este greu de realizat, întrucît întreprinderile dețin profilul geologic al minei.

2. Serviciile sanitare să facă un control periodic minerilor cel puțin o dată la 3 luni, pentru detectarea chiar a fazei incipiente de îmbolnăvire și luarea măsurilor de tratament al bolii.

3. Să se dea silicozei importanța cuvenită prin organizarea de laboratoare la exploatări, pentru studiul prafului de rocă sterilă și al mijloacelor de aplicare a măsurilor tehnice în vederea îndepărtării prafului. Serviciile de aeraj și protecția muncii urmează să indice laboratorului locurile de muncă unde trebuie făcute astfel de determinări.

4. Să se traseze ca sarcină permanentă unui institut de cercetări următoarele:

— Studiul pe cît posibil al tuturor metodelor cunoscute pentru cercetarea conținutului și naturii prafului de rocă sterilă, alegerea și propunerea pentru omologare și eventual pentru standardizare a metodei celei mai simple ca execuție și eficacitate.

— Studiul și introducerea în practica de laborator a unei metode cît mai precise pentru determinarea silicaților și în special a SiO_2-liber, știind că metodele cunoscute nu sînt suficient de exacte.

5. Realizarea unei colaborări cît mai strînse între toate institutele medicale și tehnice care execută cercetări în domeniul silicozei, pentru ca prin schimb de experiență să se cunoască progresele realizate.

Tabela 5

Nr. crt.	Mina	SiO_2 — liber; %	Nr. crt.	Mina	SiO_2 — liber, %
1	Petrila	52,51	24	Petrila	16,87
2	„	56,25	25	„	12,62
3	„	52,92	26	„	16,54
4	„	39,24	27	Vulcan	24,97
5	„	38,57	28	„	22,85
6	„	31,72	29	„	34,36
7	„	25,44	30	„	17,64
8	„	9,73	31	„	38,05
9	„	35,30	32	„	44,63
10	„	40,34	33	„	33,45
11	„	36,21	34	Lonea	38,63
12	„	10,97	35	„	13,46
13	„	41,50	36	„	23,09
14	„	38,29	37	„	46,17
15	„	43,75	38	„	15,71
16	„	17,52	39	„	28,27
17	„	15,66	40	„	19,21
18	„	11,87	41	„	46,65
19	„	45,24	42	„	21,96
20	„	31,82	43	„	18,84
21	„	58,87	44	„	33,67
22	„	33,45	45	„	13,87
23	„	36,70	46	„	49,38

6. Studiul unor metode noi pentru cercetarea prafului de rocă sterilă din punct de vedere al granulației și al compoziției sale chimice, aplicabilă direct la locul de muncă și comunicarea pe cît posibil a rezultatelor la fața locului fără determinări lungi în laborator ca în prezent, evitîndu-se astfel cunoașterea lor după inhalarea prafului de către muncitori și mărginindu-se numai la constatarea unui fapt îndeplinit.

În felul acesta va deveni posibilă combaterea cu mai multă eficiență a pericolului silicozei la minele din țara noastră.

Bibliografie

[1] *Andreasen A. H. M.:* Sur la détermination de la finesse des matières pulvérullentes industrielles par la méthode de la pipette, Chimie et Industrie, Vol. 70, nr. 5, noiembrie 1953, pag. 853—867.

[2] *Avy A.* și *Raillères R.:* Sur une méthode simple de granulometrie des particles entre 1 micron et 0,1 micron, Chimie et Industrie, Vol. 69, nr. 3, martie 1953, pag. 431—434.

[3] *Budrik W.:* Wentylnaja Kopaln, Katowice, 1953.

[4] C.C.S.: Institutul de cercetări științifice pentru protecția muncii, Instalații de ventilație locală în minele carbonifere.

[5] * * * : Concluziile Congresului unional de la Moscova 1953: Mediține i Sanitaria, nr. 3, martie 1954.

[6] * * * : Congresul de la Eisleben R.D.G. 1952: Combaterea silicozei.

[7] *Daniello L.*, prof și alții: Silicoza și silicotuberculoza, Cluj, 1951.

[8] *Heideman W.*, dr. ing.: Technische Massnahmen zur Staub-und Silikosebekämpfung im Steinkohlenbergbau, Glückauf, 89 (1953), pag. 903—907.

[9] *Martin L. M. Maurice:* Détermination dans l'étude de la silicose de la teneur en silice libre des poussières effectivement inhalées par les miniers, Chimie et Industrie, Vol. 71, nr. 1, ianuarie 1954, pag. 91—94.

[10] *Müller, Hans-Ulrich:* Schlauchatmungsgeräte mit Druckluftzufuhr gegen Staublungenkrankheiten unter Tage, Glückauf, 89 (1953), nr. 13/14, pag. 317—320.

[11] *Nolting H.:* Versuche zuz Niederschlagung von Schiesschwaden, Bergbau, 3 (1952), pag. 99—101.

[12] *Pavlov K. V.:* Tehnica securității în minerit, I.D.T., (traducere din limba rusă).

[13] *Skocinski A. A.:* Despre controlul cantității de praf conținut în aer, Gornîi Journal, nr. 5 (1951), pag. 32—37.

[14] *Skocinski A. A.:* Aerajul minier, Moscova, 1949, (traducere din limba rusă).

[15] *Șilov, Tarasov* și *Novak:* Lupta împotriva prafului de mină, Metallurgizdat, Moscova, 1948.

[16] *Spies Hans:* Die Staubbekämpfung durch das Salzverfahren, Glückauf 87 (1951), nr. 3, pag. 125—132 și nr. 4, pag. 188—194.

[17] *Schulte Karl:* Aus der Arbeit der Ausschüsse der deutschen Kohlenbergbauleitung auf dem Gebiet des Staub und Silikosebekamfung, Glükauf, 87 (1951), pag. 967—975.

[18] *Brauen Hans* și *Rolf Leschinski:* Das Routinemessverfahren des betrieblichen Staubmesswesens im Steinkohlenbergbau, Glückauf, 91 (1955), pag. 130—138.

[19] *Hagen Werner:* Aluminumstaub gegen Staublunge, Glückauf, 85 (1949), pag. 348—349.

[20] *Hagen Werner:* Aluminiumtherapie gegen die Entwickelung der Staublunge, Glückauf, 85 (1949), pag. 941—943.

[21] *Pahlke Friedrich* și *Karl Chabon:* Betriebserfahrungen mit dem Trockenabsauggerät Königsborn, Glückauf, 89 (1953), pag. 1081—1088.

[22] *Müller O.:* Ausländische Versuche zur Reinigung der Nachschwaden beim Sprengen in Gesteinstrecken, Glückauf, 86 (1950), pag. 911—912.

[23] *Rolshoven Hubertus* și *Heitmann Alexander:* Kohlenstaubbekämfung mit der Stossträmkverfahren in halbsteiler und steiler Lagerung auf dem Kohlenbergwerk Consolidation, Glückauf, 85 (1949), pag. 179—186.

[24] *Krüppe Erwin:* Erfolge bei der Staubbekämpfung auf der Zeche Heinrich Robert, Glückauf, 88 (1952), pag. 525—529.

[25] *Krüppe Erwin:* Staubbekämpfung durch das Salzverfahren, Glückauf, 87 (1951), pag. 248—253.

[26] *Kranefuuss E.:* Zwei englische Neuerungen auf dem Gebiet der Staubbekämpfung, Glückauf, 85 (1949), pag. 345—347.

[27] *Landwehr Martin:* Gesundheitliche Massnahmen im belgischen Steinkohlenbergbau, Glückauf, 87 (1951), pag. 368—371.

[28] *Hahn Ernst-August:* Entwickelung und Stand der Silikose und ihre Bekämpfung im Steinkohlenbergbau, Glückauf, 92 (1956), pag. 437—451.

[29] *Thein Konrad:* Der Einfluss der Kohlenbefeuchtung zur Staubbekämpfung im Grubenbetrieb auf die Siebung und Sichtung in der Aufbereitung, Glückauf, 90 (1954), pag. 1231—1242.

[30] *Waldner W. F.:* Stossträmkung mit hohem Wassendruck im nordfranzösichem Bergbau, Glückauf, 91 (1955), pag. 1355—1356.

Unele probleme ale instalațiilor miniere de aeraj de la noi din țară

Prof. **V. Bumbu**, conf. **Gh. Secară**, lector **C. Vodislav**,
asistent **V. Popa**, asistent **I. Făgărășanu**

Aerul din mină are atribuțiuni multiple. Una și cea mai importantă dintre acestea este de a asigura condiții climatice sănătoase pentru muncitorii din fronturile de lucru, unde aerul trebuie să ajungă în stare curată și cantitate suficientă. In acest fel se contribuie direct la realizarea Directivelor celui de-al II-lea Congres al P.M.R. pentru ridicarea productivității muncii și a producției.

Pentru că asigurarea corespunzătoare a aerajului de la minele noastre se face, în majoritatea cazurilor, artificial, prin instalații de aeraj principal sau secundar, colectivul Catedrei de Mecanică minieră din Institutul de Mine București și-a propus să ia în studiu problema instalațiilor de aeraj minier de la noi din țară.

De la început, ne-am dat seama cît de vastă este această problemă pentru cei cinci membri ai colectivului de catedră, mai cu seamă că studiul instalațiilor de aeraj existente la fața locului nu putea fi făcut decît în timpul concediului de vară. Dar, importanța problemei fiind mult mai mare decît greutățile de învins, ne-am hotărît ca, în studiul nostru dintr-un an, cel puțin să deschidem această problemă, urmînd ca ea să fie continuată în viitor, după ce se vor fi cunoscut mai bine diferitele ei aspecte.

Instalațiile de aeraj minier de la noi din țară ne interesau mai ales pentru că ele n-au fost încă studiate și, ca urmare, nici nu li se cunosc calitățile și deficiențele sau dacă ele mai corespund stadiului actual al minelor. Se știa doar că la unele din minele noastre aerajul nu este complet satisfăcător. De aceea, bănuiam că instalațiile noastre de aeraj lasă de dorit din punct de vedere tehnic.

Pe de altă parte, realizările tehnicii moderne în domeniul ventilatoarelor de mină fiind aproape nebănuit de mari, este bine să cunoaștem poziția unde ne aflăm ca să știm de unde pornim și ce avem de făcut.

In linii mari ne interesau : 1) tipurile de ventilatoare și de instalații de aeraj de la minele noastre, cu caracteristicile tehnice mai importante ; 2) debitele de aer și depresiunile corespunzătoare de la mine ; 3) nivelul tehnic al ventilatoarelor întrebuințate pentru aeraj ca debit, depresiune și, mai cu seamă, randament ; 4) parametrii climatici și mijloacele de îmbunătățire a lor.

In ultima fază problema țintește să aducă un aport economic substanțial în exploatarea minelor, atît prin ridicarea randamentului instalațiilor de aeraj, cît și prin tipizarea și crearea ventilatoarelor de dimensiuni mici, ușoare și de mare eficiență.

Din materialul adunat într-o primă campanie de vară, cu privire la instalațiile și la aerajul minelor, încă nu se poate prevedea nici o concluzie, deoarece el este insuficient și incomplet. Pe de o parte, s-a utilizat un interval de timp foarte scurt, iar pe de altă parte, datele tehnice sînt prea puține, măsurările de la fața locului neputîndu-se face în condițiunile dorite, atît din lipsă de aparatură, cît și din lipsă de personal.

Atît doar se poate spune de pe acum, că minele noastre, în stadiul actual de dezvoltare, nu necesită depresiuni mari pentru aerajul lor și nici debite exagerate, ceea ce face să credem că putem utiliza cu egal succes atît ventilatoarele centrifuge, cît și axiale. Dar, dat fiind sgomotul supărător pe care-l produc acestea din urmă, cu urmările sale nefaste asupra sistemului nervos al omului, este de prevăzut și pe viitor aceeași tendință de răspîndire mai accentuată pentru ventilatoarele centrifuge.

In domeniul construcțiilor acestora, precum și în exploatarea lor rațională, nu se poate realiza un progres efectiv fără a se cunoaște caracteristicile de exploatare a instalațiilor existente în funcțiune, în baza cărora să se evidențieze calitățile aerodinamice și domeniile de utilizare rațională, exprimate de limite cu regimuri de randament acceptabil.

Multe ventilatoare, deși total necorespunzătoare din punct de vedere aerodinamic, sînt încă folosite în aerajul minelor, fapt ce se răsfrînge negativ asupra energiei consumate. Astfel, unul din ventilatoarele de fabricație indigenă, tip UNIO, utilizat la minele din bazinul Comănești,

Lupeni etc., după încercările Laboratorului de Mecanică minieră al Institutului de Mine Bucureşti, este o construcţie completamente nereuşită, exploatarea lui chiar în condiţia optimă (funcţionarea cu regimul normal) efectuîndu-se cu un randament foarte scăzut, de numai $\eta = 0{,}38$; Or, actualele construcţii moderne de ventilatoare centrifuge, avînd rotoarele cu paletele curbate înainte ca şi ventilatorul sus-amintit, au randamentul total de 0,67—0,70.

Exploatarea acestui tip de ventilator atrage astfel un consum suplimentar de energie electrică de cca. 75%, faţă de cel al ventilatoarelor amintite şi este de la sine înţeles că utilizarea lui mai departe nu poate fi în nici un caz recomandată, cu atît mai mult, cu cît construirea de ventilatoare centrifuge de acest tip, cu randamente apropiate ca valoare, cca. 0,64—0,65, nu este o problemă prea dificilă.

Ventilatorul încercat are rotorul de tip Sirocco, cu următoarele caracteristici constructive :

$D_1 = 570$ mm ; $D_2 = 710$ mm ; $b_1 = b_2 = 120$ mm.

Gura de ieşire a colectorului spiral are dimensiunile 560/450 mm.

Numărul paletelor $Z = 60$, cu unghiul paletei la ieşire $\beta_2 \cong 60^0$.

Acest tip de ventilator figurează în evidenţa direcţiei de resort a Ministerului Minelor, ca avînd următorul regim normal de funcţionare : $Q = 350$ m³/min ; $H =$ 100 mm col. apă ; $n =$ 1 450 rot/min, $\eta =$ nespecificat, fapt ce nu corespunde nici pe departe realităţii, deoarece, după cum rezultă din curbele sale caracteristice determinate experimental, are un regim normal de funcţionare caracterizat de următorii parametrii: $Q = 150$ m³/min ; $H = 165$ mm col. apă ; $n =$ 1 450 rot./min ; $\eta = 0{,}38$.

La presiunea $H = 100$ mm col. apă — deci ipoteza utilizării acestui ventilator la reţele ce

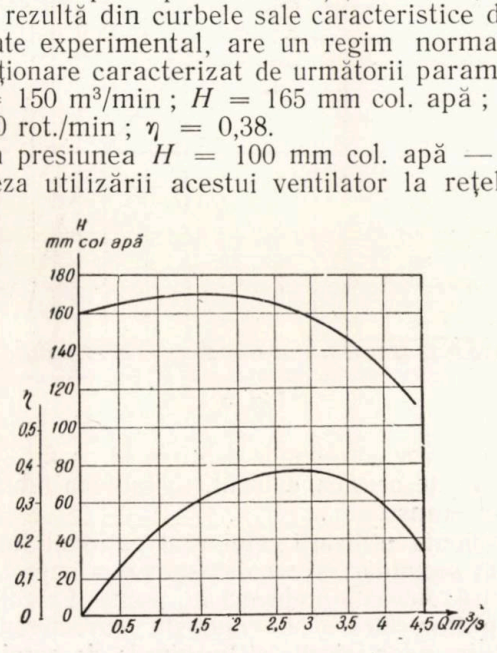


Fig. 1.

au această depresiune — ventilatorul ar avea randamentul de numai $\eta = 0{,}15$ (fig. 1), astfel că socotim o eroare gravă funcţionarea ventilatorului cu un astfel de regim, fără a mai insista asupra faptului mai înainte amintit, că nici pentru regimul normal, adică la depresiunea $H =$ 165 mm col. apă, utilizarea ventilatorului nu este raţională.

Prin efectuarea calculelor aerodinamice corespunzătoare, cu privire la acest ventilator, s-a constatat o flagrantă nepotrivire între dimensiunile principale caracteristice ale acestuia şi cele ce rezultă din calcul, acest lucru fiind cauza pierderilor de presiune, exagerate ca mărime, şi deci a randamentului hidraulic foarte scăzut.

Presiunea abstractă $\overline{H}$, a acestui ventilator rezultă a fi, $\overline{H} = 0{,}465$, mult prea mică faţă de cea corespunzătoare construcţiilor bune, cînd are valoarea $\overline{H} = 0{,}8 - 1{,}1$, în cazul specific al rotoarelor cu palete curbate înainte. Deoarece coeficientul de răsucire a curentului la ieşire din rotor $\varphi_2 = \frac{C_{2u}}{U_2} > 1$ la aceste rotoare şi întrucît relaţia între presiunea abstractă $\overline{H}$, acest coeficient şi randamentul hidraulic η_h este de forma: $\overline{H} = \eta_h \varphi_2$, rezultă că randamentul hidraulic η_h va avea valoarea mai mică ca cea a presiunii abstracte $\overline{H}$. Din calcule, luînd ca bază caracteristica de presiune determinată experimental, a rezultat că randamentul hidraulic are valoarea $\eta_h = 0{,}428$, valoare inadmisibil de mică dacă ţinem seama de faptul că, pentru a obţine randamente totale $\eta > 0{,}6$, este necesar ca randamentul hidraulic $\eta_h \geqslant 0{,}7$.

Presiunea teoretică rezultată din calcule este $H_t \cong$ 380 mm col. apă, iar pierderile de presiune, la circulaţia aerului prin rotorul şi colectorul spiral al ventilatorului, sînt $\Delta H =$ 215 mm col. apă

Valoarea exagerat de mare a acestor pierderi se explică prin aceea că în special unghiul de atac α al paletelor rotorului, diametrul său exterior D_2, precum şi dimensiunile colectorului spiral, au mărimi cu mult diferite ca valoare de cele ce ar fi trebuit să fie adoptate în baza unui calcul de proiectare riguros. De exemplu, numai datorită unghiului de atac $\alpha = 34^0$ mult prea mare faţă de cazul obişnuit cînd are valoarea 3—10⁰, pierderea de presiune la scurgerea aerului prin canalele rotorului este de aproximativ 65 mm col. apă, adică o pierdere de presiune de aproximativ 17% din presiunea teoretică dezvoltată de rotorul ventilatorului.

Tot aşa, studiul prin încercarea unui alt tip de ventilator centrifug UNIO a arătat deopotrivă neconcordarea datelor obţinute cu cele cunoscute oficial, precum şi slabe calităţi aerodinamice, puse în evidenţă de randamentul total scăzut al acestuia, ca urmare a unei dimensionări necorespunzătoare.

Ventilatorul încercat are rotorul cu palete radiale, iar regimul său normal, așa după cum rezultă din calculele sale caracteristice, (fig. 2), este: $Q = 1{,}6$ m³/s; $H = 205$ mm col. apă;

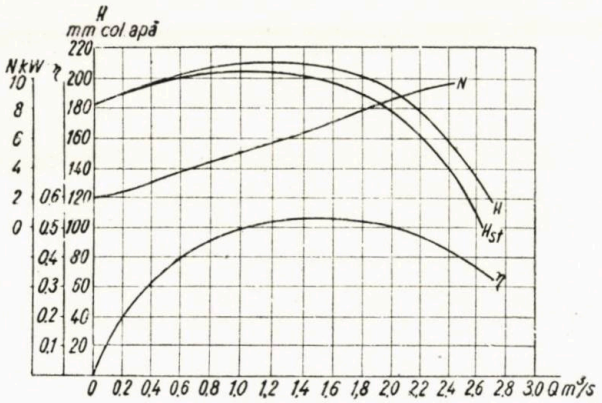


Fig. 2.

$\eta_{max} = 0{,}54$; la o turație de funcționare, $n = 1\,450$ rot./min. Acest ventilator este considerat ca având următorul regim normal: $Q = 2{,}5$ m³/s; $H = 150$ mm col. apă, diferit, deci, de cel determinat experimental.

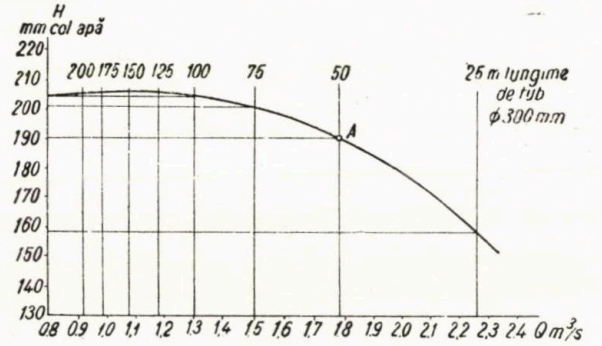


Fig. 3.

Dacă s-ar considera acceptabil, ca limită inferioară, randamentul $\eta = 0{,}5$, actuala construcție ar avea următorul domeniu de funcționare:

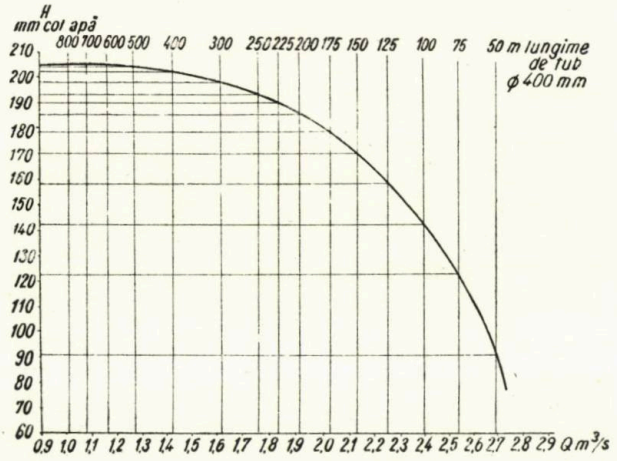


Fig. 4.

$Q = 1$ m³/s; $H = 210$ mm col. apă; $Q = 2{,}1$ m³/s; $H = 175$ mm col. apă și, deci, ventilatorul ar putea fi folosit pentru regimuri în limita zonei indicate, putînd funcționa la tuburi de aeraj cu diametre $\varnothing = 300$, 400 și 500 mm, așa cum se arată în fig. 3, 4 și 5 regimuri care se obțin în ipoteza unor tuburi perfect etanșe, ce pot evident să fie ușor corectate, ținînd seama de pierderile de debit prin neetanșeitățile îmbinărilor.

Regimurile de funcționare din aceste diagrame au fost determinate construindu-se în prealabil caracteristicile tuburilor cu diametre $\varnothing = 300$ 400 și 500 mm, pentru diferite lungimi ale acestora, în baza relației clasice de determinare a rezistenței tuburilor la circulația aerului, în care s-au considerat următorii [1] coeficienți de rezistență:

pentru tuburi cu $\varnothing = 300$ mm, $\alpha = 4{,}5 \cdot 10^{-4}$
pentru tuburi cu $\varnothing = 400$ mm, $\alpha = 4 \cdot 10^{-4}$
pentru tuburi cu $\varnothing = 500$ mm, $\alpha = 3{,}5 \cdot 10^{-4}$

Din fig. 3, rezultă că se pot întrebuința tuburi cu diametre $\varnothing = 300$ mm, cu lungimea variind între 50 și 175 m, pentru care vom avea debitele: $Q = 1{,}8$—1 m³/s. Întrebuințarea tuburilor cu diametrul $\varnothing = 400$ mm rezultă din fig. 4. Tuburile cu acest diametru pot fi întrebuințate pentru lungimi cuprinse între 150 și 800 m, debitele obținute fiind $Q = 2{,}1$—1 m³/s, iar cele cu diametrul $\varnothing = 500$ mm, așa după cum rezultă din fig. 5, pot avea lungimi cuprinse între 500 și 1 500 m,

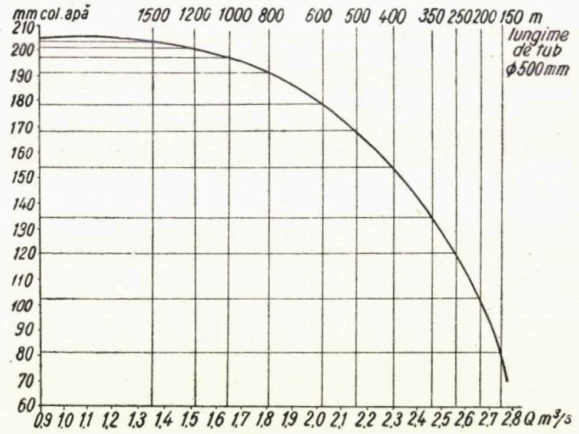


Fig. 5

cărora le vor corespunde debitele $Q = 2{,}1$—1,35 m³/s. Toate acestea, evident, în ipoteza tuburilor perfect etanșe.

Problema utilizării celui mai rațional tub, în aerajul secundar, își are de asemenea importanța cuvenită. Această problemă nu poate fi rezolvată întîmplător, fără a se cunoaște caracteristicile ventilatoarelor folosite și lungimile de aeraj. De aceea, întrebuințarea aproape invariabilă numai a tuburilor cu diametrele $\varnothing = 300$ și 400 mm, cum este cazul la majoritatea minelor de la noi, ar putea duce în multe cazuri la rezultate nesatisfăcătoare. Iată de exemplu numai un caz pe baza datelor prezentate mai sus, ce poate fi ușor

dedus din diagramele fig. 3, 4 şi 5 : pentru un front de 500 m lungime, cu acest ventilator, debitul $Q = 2{,}1$ m³/s (pentru tuburi perfect etanşe) nu poate fi asigurat decît de tubul cu $\varnothing = 500$ mm, în timp ce, cel de 400 mm nu poate asigura decît debitul $Q = 1{,}3$ m³/s.

Ceea ce dorim însă să subliniem nu sînt atît problemele legate de exploatarea acestui ventilator, ci faptul că şi această construcţie este de asemenea departe de cele moderne. Astăzi, se construiesc curent ventilatoare cu palete radiale ce ating randamente totale de cca. 0,73.

In tabela 1 sînt date caracteristicile cîtorva ventilatoare noi, după Mackferlyn [4], din care se pot vedea ultimele realizări, randamentul total, după autor, fiind garantat dar nu limită.

în cazul instalaţiilor de aeraj secundar. În lumina acestor consideraţii, pornind de la ideea utilităţii îmbunătăţirii actualelor tipuri de ventilatoare, putem confirma, în baza încercării unui nou tip de ventilator construit în Laboratorul de Mecanică minieră, care este un model modificat de ventilator UNIO încercat, că se poate ridica randamentul maxim al ventilatorului de la valoarea $\eta = 0{,}54$, la $\eta = 0{,}69$, aşa după cum rezultă din curbele caracteristice ale noului ventilator încercat, prezentate în fig. 6.

Noul ventilator este diferit de tipul UNIO doar în ce priveşte colectorul spiral, avînd dimensiunile mai mici ca ale acestuia din urmă, astfel că poate fi considerat superior şi din acest punct de vedere. El are un domeniu bun de funcţionare

Tabela 1

Tipul ventilatorului	Tipul paletelor	Numărul treptelor	Coeficientul de presiune, φ	Coeficientul de debit, δ	Viteza periferică, U, m/s	Presiunea H, kg/m²	Randamentul	
							η static, %	η total, %
Axial, de presiune medie	profilate	una	0,380	0,870	67,0	102	82	86
Axial, de presiune medie	din tablă	„	0,370	0,870	67,0	102	77	80
Axial, de presiune înaltă	profilate	„	0,520	0,840	64,0	127	82	85
Axial, cu rotaţie inversă	profilate	două	0,515	0,715	77,0	178	80	84
Axial, de presiune medie	din tablă de tip turbo axial	una	0,650	0,850	72,0	203	80	82
Axial, de presiune medie	profilate	două	0,770	0,880	66,5	203	82	86
Centrifugal, aspiraţie unilaterală	din tablă, curbate înapoi	două	0,780	0,620	76,0	254	74	78
Centrifugal, aspiraţie unilaterală	profilate, curbate înapoi	două	0,730	0,430	76,0	254	81	84
Centrifugal, aspiraţie bilaterală	idem	două	0,750	0,850	76,0	254	81	84
Axial, de presiune medie	profilate	trei	1,120	0,870	67,0	305	83	86
Centrifugal, aspiraţie bilaterală	curbate înainte	—	2,110	1,700	49,5	305	70	74

Conform calculului efectuat, rotorul acestui ventilator este corect dimensionat, în schimb colectorul spiral diferă mult de cel care corespunde calculului aerodinamic, avînd dimensiunile exagerat de mari, ceea ce face ca întreaga construcţie să fie mai mare şi deci mai grea decît ar fi trebuit, randamentul hidraulic să fie destul de scăzut, şi anume de numai $\eta_h = 0{,}6$. Pierderile de presiune la circulaţia aerului prin colectorul spiral este de cca. 34% din presiunea teoretică a rotorului, datorită faptului mai sus amintit, valoare ce nu poate fi considerată acceptabilă. Aceste pierderi pot fi cu mult reduse, chiar sub 20%, valoare ce caracterizează ventilatorul centrifugal sovietic TAGI 40. Este ştiut faptul că ventilatoarele ce au rotoarele cu palete radiale sînt superioare din punct de vedere aerodinamic celor cu paletele curbate înainte. De aceea, dacă renunţăm la un oarecare avantaj al acestora din urmă faţă de primele, privind dimensiunile constructive, aceasta o facem datorită faptului că obţinem randamente superioare, avantaj ce trebuie considerat întotdeauna important, chiar şi

cuprins între limitele : $Q = 1$ m³/s ; $H = 243$ mm col. apă şi $Q = 2{,}2$ m³/s ; $H = 215$ mm col.

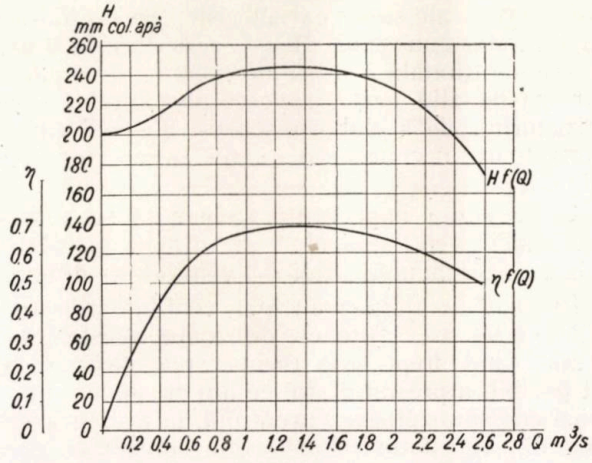


Fig. 6

apă, randamentul fiind $\eta = 0{,}67$ pentru primul regim şi, respectiv, $\eta = 0{,}6$ pentru celălalt. Sche-

ma noului tip poate fi extinsă pentru o serie de alte regimuri de debite şi presiuni, la turaţii n diferite, caracteristice ventilatoarelor centrifuge.

După cum rezultă din literatura tehnică de specialitate, deşi astăzi ventilatoarele axiale au o foarte largă întrebuinţare în minerit, ele nu pot fi întrebuinţate exclusiv, pentru orice regim de aeraj, în special în domeniul presiunilor mari, cînd construcţiile ar fi destul de complicate ; de aceea, se acordă o deosebită importanţă îmbunătăţirii construcţiilor de ventilatoare centrifuge, în special în domeniul regimurilor în care acestea rămîn încă preferate celor axiale, adică cel al presiunilor mari. Acest lucru a dus la realizări

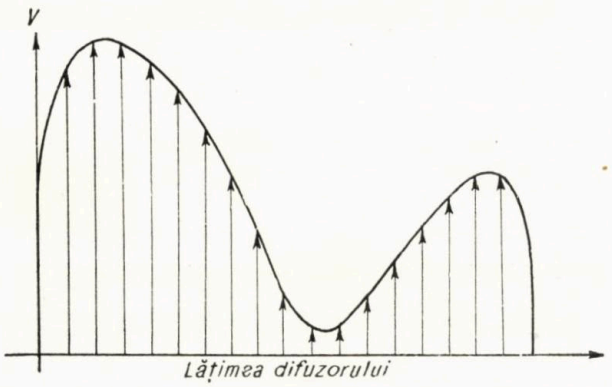


Fig. 7

excepţionale, cele mai recente tipuri de ventilatoare centrifuge (cu palete curbate înapoi) şi cu profil aerodinamic, atingînd randamente η = 0,84, concurînd cu cele mai reuşite construcţii de ventilatoare axiale, din acest punct de vedere.

Acesta a fost de altfel motivul pentru care am prezentat sub aspect critic cele două tipuri de ventilatoare centrifuge, pe care am avut posibilitatea să le cercetăm, cu atît mai mult cu cît uzinele noastre construiesc astăzi ventilatoare centrifuge pentru mine, de diferite debite şi presiuni (Q = 350—1 500 m³/min şi H = 100—150 mm col. apă) şi ale căror caracteristici de exploatare nici nu sînt cunoscute. Acest lucru duce la o utilizare neraţională a ventilatoarelor pe de o parte, iar, pe de altă parte, răpeşte posibilitatea constructorilor de a elabora scheme noi mai corespunzătoare, necunoscînd diferenţele acestor ventilatoare.

O deosebită importanţă trebuie să se acorde nu numai ventilatoarelor, ci întregii instalaţii, adică ansamblului, motor, ventilator, difuzor.

În cazul aerajului principal, ventilatoarele trebuie să fie prevăzute cu difuzoare, acestea din urmă avînd drept scop recuperarea maximă, pe cît posibil, a presiunii statice din presiunea dinamică corespunzătoare curentului, la ieşirea acestuia din ventilator. Construcţia corectă ce ţine seama de o serie de factori [2], duce neîndoios la o creştere a randamentului static şi total al ventilatorului. Forma difuzorului, raportul dintre secţiunile de intrare şi ieşire ale acestuia, unghiurile şi lungimea lui, determină o anumită structură a cîmpului vitezelor la intrarea şi ieşirea din difuzor şi, după cum aceste cîmpuri vor fi mai mult sau mai puţin asemănătoare şi omogene (curenţi ce se scurg în acelaşi sens), difuzorul va fi mai mult sau mai puţin eficace.

Pe baza măsurătorilor efectuate la cîteva mine de la noi din ţară privind viteza curentului de aer la ieşirea din difuzor, s-a constatat în unele cazuri, ca de pildă la Anina şi în special la Ponor, că structura cîmpului de viteze la ieşirea din difuzor este necorespunzătoare unei bune instalaţii. Astfel, datorită diferenţierii vitezelor, epura cîmpului apare ca în fig. 7, în care viteza maximă este v = 35,66 m/s, iar cea minimă (într-o zonă nepotrivită de altfel), v = 2,73 m/s, fapt ce presupune o curgere neuniformă a aerului prin difuzor şi care, în ultima instanţă, se răsfrînge defavorabil asupra randamentului difuzorului şi al ventilatorului. Un studiu mai amănunţit, cu determinarea precisă a cauzelor ce duc la această curgere, nu poate fi făcut, însă, decît în cazul obţinerii de date precise asupra construcţiei şi caracteristicilor ventilatorului, precum şi al construcţiei difuzorului.

O altă problemă, nu lipsită de importanţă, legată de exploatarea instalaţiilor, care poate atrage serios atenţia prin proporţia cifrelor, este şi cea a funcţionării etanşe a instalaţiilor. Sînt mine unde, datorită scurtcircuitării cu suprafaţa a aerului, la funcţionarea aspirantă, se pierde o mare parte din debitul de aer proaspăt al minei. Astfel, dintr-un studiu al aerajului făcut la mina Anina în anul 1954, a rezultat că pierderea de aer prin scurtcircuitare, la una din instalaţiile de aeraj, era de cca. 56% din debitul ventilatorului, ceea ce este inadmisibil de mare. Identificarea acestor pierderi, cît şi a pierderilor de altă natură de la oricare din minele noastre nu constituie o problemă prea dificilă.

Studiul instalaţiilor trebuie făcut şi din acest punct de vedere, luîndu-se măsuri imediate pentru remedierea lor.

Este sigur că cunoaşterea amănunţită a stării instalaţiilor de aeraj de la exploatările miniere ar duce la identificarea defecţiunilor acestor instalaţii şi deci la posibilitatea înlăturării lor, ceea ce va atrage o economie importantă în cheltuielile de exploatare sau la paritate de cheltuieli, la un aeraj mai bun, deci la condiţii mai bune de igienă şi sănătate pentru muncitori.

Colectivul găseşte indicat să propună Ministerului Minelor şi uzinelor constructoare de ventilatoare să ia în considerare constatările noastre privitoare la calitatea ventilatoarelor, iar Ministerului Minelor îi propune ca prin munca şi capacitatea tehnică a colectivului Catedrei de Mecanică minieră, de la Institutul de Mine, şi prin finanţarea ministerului, să se treacă la studiul practic al instalaţiilor de la noi din ţară, chiar cu începere din vara anului 1957.

Studiul, în acest caz, ar putea începe cu instalaţiile cele mai delăsate, unde măsurile sînt mai urgente şi pe care le-ar indica ministerul.

Bibliografie

[1] *Skocinski A. A.* şi *Komarov V. B.*: Aerajul minelor, Editura Tehnică, 1951.

[2] *Voronin V. N.*: Instalaţii de ventilatoare de mină, Ugletehizdat, 1953.

[3] *Jumahov I. M.*: Ventilatoare de mină, Editura Tehnică, 1953.

[4] *Mackferlyn D.*: Construcţii contemporane de ventilatoare de mină în Anglia. Traducere din engleză, Ugletehizdat, 1956.

Introducerea unei noi metode de exploatare a stratelor de cărbune cu grosime medie şi înclinare mare din Valea Jiului

Ing. **Aurel Dula**

În cîmpul de exploatare al minei Aninoasa, stratul 13 are o grosime de 3,5 m cărbune curat, cu neînsemnate intercalaţii sterile. Înclinarea stratului variază între 45 şi 55°. Culcuşul este format dintr-un banc de argilă moale de 0,30 m grosime, după care urmează o serie de bancuri groase de marnă tare. Acoperişul este constituit din marnă calcaroasă compactă.

În trecut stratul a fost exploatat cu metode cu abataje-cameră. Această metodă prezentînd suprafeţe de tăiere reduse, pe lîngă un consum exagerat de exploziv şi material lemnos, nu oferea posibilitatea realizării unei productivităţi satisfă-

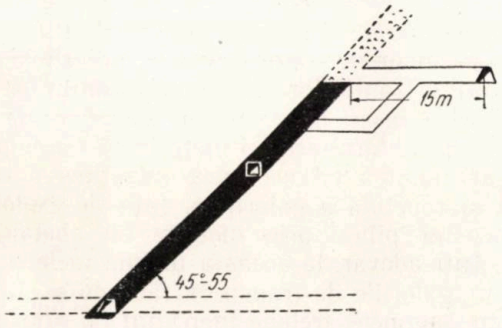


Fig. 1.

cătoare. Ca urmare, ea a fost înlocuită cu o nouă metodă pe care o descriem în cele ce urmează.

Deschiderea şi pregătirea stratului este identică pentru ambele metode. Ea constă din săparea unor galerii transversale de semiorizont, comune pentru toate stratele ce se exploatează, urmată de săparea galeriilor de bază şi de cap la semiorizonturile amintite. Galeria de bază, care serveşte ca galerie de transport a producţiei provenite din abatajele stratului 13, se sapă în strat, cea de cap în roca din culcuşul stratului la cca. 15 m de acesta. În continuare, stratul se pregăteşte cu suitori săpate în strat la 40 m distanţă între ele. Aceste suitori se leagă cu galeria de cap prin galerii transversale săpate în roca sterilă din culcuş. Pentru menţinerea legăturii de aeraj şi pentru accesul materialului lemnos în abataje, suitorile, pe măsura coborîrii exploatării, se adîncesc în roca din culcuş (fig. 1).

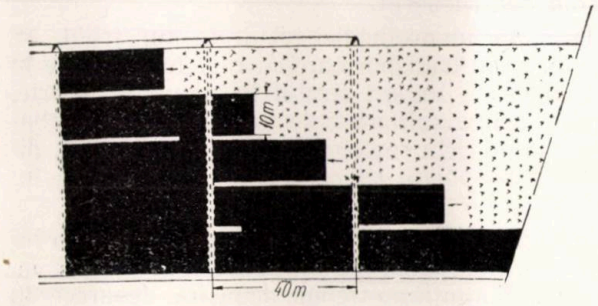


Fig. 2.

Noua metodă de exploatare constă în atacarea stratului cu fronturi scurte pe înclinare. Lungimea optimă a unui front din experienţele executate pînă în prezent s-a dovedit a fi de 10 m; ca urmare, stratul se împarte cu ajutorul unor galerii direcţionale în panouri de 10 m pe înclinare. Aceste galerii se execută între suitorile amintite, distanţate la 40 m unele de altele (fig. 2). Atacarea fronturilor consecutive se face dintr-o singură aripă înaintîndu-se spre aripa opusă, abatajul în ansamblul său avînd aspectul unor trepte drepte. Distanţa între două fronturi consecutive trebuie să fie de cel puţin 20 m.

La această nouă metodă, frontul de tăiere în loc de a mai fi de 3,5/3,5 m = 12 m², ca în cazul metodei cu abataje-cameră, devine de 3,5/10 m, adică 35 m². Depilarea cărbunilor se face cu explozivi.

Susţinerea se face cu grinzi din jumătăţi de lemn, aşezate sub acoperiş, pe înclinare la 1 m distanţă unele de altele. Grinzile sînt sprijinite la

fiecare metru cu cîte un stîlp din lemn rotund de cca. 20 cm diametru.

Tavanul se podeşte preventiv cu grinzi aşezate direcţional (fig. 3) distanţate la 1 m unele de altele şi aşezate în scobituri (pilugi) executate în cărbune, pentru a se evita deformarea lor de presiunea rocilor prăbuşite deasupra tavanului. Peste aceste grinzi se aşază o poditură din margini de brad, perpendicular pe direcţia grinzilor.

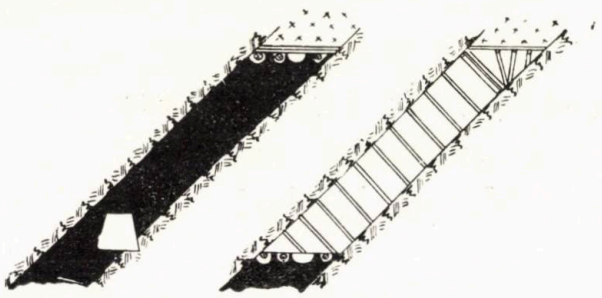


Fig. 3.

Aerajul se face prin curent de aer în serie, care, după ce spală frontul de cărbune, este evacuat prin canalele săpate în cărbune, sub poditura tavanului. Aceste canale nu se susţin, ele servind numai pentru aeraj.

Transportul producţiei rezultate din front, se execută prin transportoare cu raclete, montate în galeriile care împart stratul în panouri scurte, pînă la prima suitoare colectoare din faţă, cărbunele căzînd prin rostogolire din frontul scurt, direct în transportor (în consecinţă el nu trebuie lopătat).

Dirijarea acoperişului se face prin surparea lui neprovocată, pasul de surpare fiind de 12 m. Această distanţă nu trebuie depăşită, deoarece, în caz contrar, abatajul intră singur în mişcare şi prăbuşirea se produce pînă la frontul de cărbune.

Înainte de a se executa prăbuşirea, podirea vetrei trebuie executată în modul descris mai înainte, iar ultimele două fîşii de lucru de lîngă frontul de cărbune, trebuie întărite prin stîlpi intermediari, pentru a se crea o linie de fractură şi deci a se opri surparea acoperişului la 2 m distanţă de frontul de cărbune.

Metoda de exploatare descrisă se aplică acum în mod curent la mina Aninoasa, din Valea Jiului înlocuind de cca. nouă ani vechea metodă de exploatare a stratului 13 cu abataje-cameră. Faţă de aceasta din urmă, metoda descrisă prezintă următoarele avantaje :

— productivitatea muncii mai mare cu 100% ;
— consumul de lemn redus la jumătate ;
— consumul de exploziv redus la jumătate.

Aerajul : posibilitatea de aerare a frontului de lucru cu circuite de aeraj în serie faţă de aerarea în fund de sac a abatajelor-cameră, ceea ce asigură şi evacuarea rapidă a gazelor rezultate în urma puşcării găurilor de mină, concomitent cu evitarea acumulărilor de metan. Abatajele-cameră, avînd — din punct de vedere al aerajului — caracterul unor lucrări în fund de sac, trebuie aerate cu ventilatoare tub şi aeraj parţial. Metoda fronturilor scurte este superioară şi sub acest raport metodei de abataje-cameră.

Transportul : posibilitatea mecanizării transportului în abataj cu un singur transportor cu raclete pe 40 m lungime direcţională, rezultată din decalajul suitorilor, faţă de două transportoare necesare în cazul mecanizării transportului, în abatajele-cameră. În plus, în fronturile scurte, cărbunele se rostogoleşte singur în transportor, nefiind necesar să fie lopătat.

Dirijarea acoperişului : închiderea completă a golurilor exploatate, în contrast cu abatajele-cameră, în care — din cauza dimensiunilor reduse — acoperişul pe înclinare rămîne adesea în consolă, producînd în fîşiile inferioare următoare temutele lovituri de acoperiş, urmate de prăbuşirea rocii sterile, fenomen deosebit de periculos pentru personalul care lucrează în abataj.

Protecţia muncii : exploatarea în retragere cu toate avantajele ce decurg din aplicarea ei, faţă de exploatarea cu abataje-cameră, care păstrează golul în spatele frontului de lucru, în spaţiul liber al abatajului. Din această cauză, susţinerea abatajelor-cameră trebuie completată şi întărită cu două rînduri de juguri, în sensul de înaintare, fapt ce măreşte considerabil consumul de material lemnos, iar după terminarea depilării, cu ocazia prăbuşirii abatajului, ele reprezintă o piedică serioasă pentru reuşita prăbuşirii.

Alte avantaje : În cursul aplicării cu fronturi scurte pe înclinare s-a observat că pilierii de protecţie ai orizonturilor şi semiorizonturilor de transport (trasaţi în stratul de cărbune) se depilează cu ajutorul acestei metode cu foarte multă uşurinţă, nefiind necesară întreţinerea riguroasă şi repetată a galeriilor, faţă de exploatarea acestor pilieri prin metoda cu abataje-cameră. Într-adevăr, la această ultimă metodă, rulajul în galeriile de transport făcîndu-se în trenuri cu vagonete, trebuie menţinut cu orice preţ gabaritul minim al galeriilor, pînă la terminarea completă a panourilor în exploatare, deci şi pînă la exploatarea pilierilor de protecţie ai galeriilor de transport. În plus aceşti pilieri au dimensiuni diferite la cele două metode şi anume 10 m la abatajele cu fronturi scurte, faţă de 3,5 m la abatajele-cameră.

Se mai întîmplă destul de des ca în timpul lucrărilor să se descopere diferite blocuri noi de cărbune, necunoscute în cursul exploatării stratului 13. În ultimii 10 ani s-au descoperit la mina Aninoasa trei asemenea blocuri noi, de dimensiuni direcţionale considerabile. La exploatarea acestora trebuie create zone izolatoare între cîmpurile subminate ale noilor blocuri şi cele ce se pun în exploatare. Zonele izolatoare se

creează cu multă uşurinţă, fără a fi nevoie de rambleere, în cazul exploatării stratului cu fronturi scurte, deoarece în spaţiul de surpare a acestora se produce o prăbuşire perfectă şi etanşă a acoperişului. Intr-un caz similar, înainte de introducerea noii metode, cînd stratul se exploata numai prin metoda cu abataje-cameră, imposibilitatea creării zonei izolatoare amintite, a produs un incendiu de zăcămînt cu urmări neplăcute ca: întîrzierea depilării stratului, îndiguiri executate în condiţii grele, apoi necesitatea redeschiderii, rearmării lucrărilor din zona de foc legată de o serie de cheltuieli costisitoare inevitabile.

Aplicarea metodei de exploatare cu fronturi scurte pe înclinare reprezintă o inovaţie îndrăzneaţă în domeniul tehnicii miniere, ea dovedindu-şi superioritatea faţă de vechea metodă, prin realizările amintite mai sus. Pentru reuşita integrală a aplicării ei a fost necesară însă o perioadă de adaptare a personalului subteran direct productiv. Colectivului de la mina Aninoasa îi revine cinstea de a fi înfăptuit această realizare, prin perspicacitatea, tenacitatea şi stăruinţa de care a dat dovadă, aceasta reprezentînd un mare progres faţă de metodele clasice de exploatare a stratelor cu condiţiile de zăcămînt amintite.

In cursul anului 1956 s-au extras cu metoda de exploatare cu fronturi scurte 101 743 t de cărbune din stratul 13 al minei Aninoasa, realizîndu-se o economie de 2 167 125 lei, în raport cu preţul de cost al producţiei de cărbune provenite din exploatarea cu abataje-cameră.

Cu ocazia Zilei minerului 1957, Revista Minelor felicită întregul corp de muncitori, tehnicieni şi ingineri din industria minieră pentru realizările de pînă acum şi le urează spor la muncă pentru noi realizări.

Izolarea unui foc subteran în stratul 13 la mina Aninoasa

Ing. S. Kimmelman

In istoria focurilor subterane din Valea Jiului, cazurile de autoaprindere în stratele acoperitoare care au o grosime de 0,8—4,5 m sînt rare. În trecut focuri subterane în stratele acoperitoare s-au produs doar în stratul 13 (4—4,5 m grosime) şi în stratul 7 (de la 1,4—1,6 m grosime).

Împrejurările în care s-a produs focul din stratul 13, precum şi modul în care a fost izolat, sînt foarte interesante şi merită să fie cunoscute de inginerii şi tehnicienii minieri.

a) Caracteristicile stratului

Focul s-a produs în stratul 13 (blocul I, sectorul II), care are o grosime de 4—4,5 m şi o înclinare de 45—47°. Profilul geologic al stra-

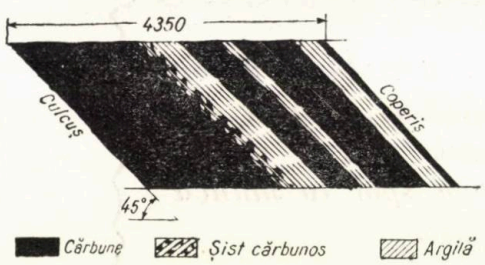


Fig. 1.

tului arată că la culcuş are un banc de cărbune curat de cca. 1,4 m grosime, după care urmează o intercalaţie sterilă de 0,8—1 m grosime, urmată de bancul de la acoperiş cu mai multe intercalaţii sterile (fig. 1). Direcţional, stratul este împărţit în 3 blocuri, separate între ele prin falii. Constituţia geologică a stratului nu este aceeaşi în toate blocurile, ci variază de la bloc la bloc. În unele blocuri intercalaţia sterilă este mai groasă, în altele mai subţire. De asemenea, bancul de cărbune de la acoperiş este mai curat în unele blocuri şi mai murdar în altele.

b) Metoda de exploatare

Din cauza constituţiei geologice mai sus arătate, metoda de exploatare aplicată în acest strat diferă de la bloc la bloc, şi anume:

În blocurile unde bancul de la acoperiş este murdar şi intercalaţia de steril mai groasă se extrage numai bancul de la culcuş, folosindu-se drept acoperiş fals intercalaţia sterilă.

În acest caz, se aplică metoda de exploatare în abataj, în trepte răsturnate în retragere, pentru a nu expune partea exploatată şi surpată curentului de aer, deoarece în panoul exploatat şi surpat rămîne o importantă cantitate de cărbune provenită din bancul de la acoperiş.

Întrucît exploatarea prin această metodă are ca urmare pierderi mari de cărbune, se caută a se înlocui cu alte metode care nu produc pierderi aşa de mari.

În blocurile unde bancul de la acoperiş este mai curat şi intercalaţia mai subţire, se aplică metoda de exploatare în camere direcţionale, mecanizate, extragerea făcîndu-se în felii orizontale. Această metodă are avantajul că se exploatează în întregime stratul de cărbune cuprins între culcuş şi acoperiş, însă cărbunele abatat are un conţinut mai mare în steril decît în cazul primei metode.

Exploatarea stratului se face în ambele cazuri în sens descendent, atacîndu-se panourile cuprinse între două orizonturi ce formează un etaj, a cărui înălţime pe verticală este de 50 m.

În ambele cazuri, aerajul este ascendent: aerul proaspăt vine pe orizontul de bază, se ridică şi trece prin fronturile de lucru şi este evacuat prin orizontul superior spre orizontul de evacuare a aerului viciat.

Sectorul în care s-a produs focul în stratul *13* este compus din trei blocuri, şi anume: blocul estic cu o extindere direcţională de 300 m; blocul centru cu o extindere direcţională de 50 m şi blocul vestic cu o extindere direcţională de 130 m.

În acoperişul stratului *13* se mai află un singur strat exploatabil, stratul *15,* care are o

grosime de 1,5 m și este exploatat în retragere prin metoda în trepte răsturnate.

Deschiderea acestor strate s-a făcut prin două orizonturi ce formează etajul cu o înălțime pe verticală de 50 m, prin galerii care servesc drept galerii principale de transport (la orizontul de bază), respectiv de aeraj (la orizontul de cap). Galeriile sînt susținute cu lemn de stejar și au un gabarit ce permite circulația locomotivelor (Diesel sau electrice cu acumulatoare) de 4 t.

Pregătirea stratelor s-a făcut prin galerii direcționale în steril sau în strat și suitori, după cum se obișnuiește la metoda de exploatare în trepte răsturnate sau în camere.

c) Situația locului de muncă în momentul apariției focului

Situația exploatării stratului *13* (blocul I) în momentul izbucnirii focului era următoarea:

— blocul estic se exploata între orizonturile V și VI în retragere, cu abataje în trepte răsturnate;

— blocul vestic era întîrziat cu exploatarea față de celelalte blocuri, avînd un decalaj de 50 m în raport cu restul stratelor din sector.

executat un contraplan înclinat *P*, de legătură, între orizonturile IV și V, pe care s-a făcut aerajul descendent. Exploatarea s-a făcut prin abataje cameră pînă la orizontul V și s-a terminat în luna noiembrie, iar în luna decembrie s-a început exploatarea panoului între orizonturile V și VI. Deoarece în acest panou bancul de la acoperiș era foarte șistos, s-a renunțat la exploatarea totală prin abataje cameră și s-a trecut la exploatarea bancului de cărbune curat de la culcuș prin abataje în trepte răsturnate.

Blocul centru, cu o extindere direcțională de 50 m, n-a fost de loc exploatat deasupra orizontului IV. Între orizonturile IV și V s-a săpat un suitor *S* pentru cercetarea acestui bloc. Acest suitor a fost legat la orizontul IV printr-o galerie direcțională, cu contraplanul înclinat *P*. S-a constatat însă că numai porțiuni mici ale blocului centru erau exploatabile, restul blocului fiind foarte șistos sau chiar prezentînd porțiuni exclusiv sterile. S-au exploatat porțiunile arătate pe fig. 1 (hașuri încrucișate), extrăgîndu-se numai bancul de la culcuș. Deoarece extinderea direcțională a porțiunilor exploatabile ale blocului centru era mică, extragerea nu s-a făcut

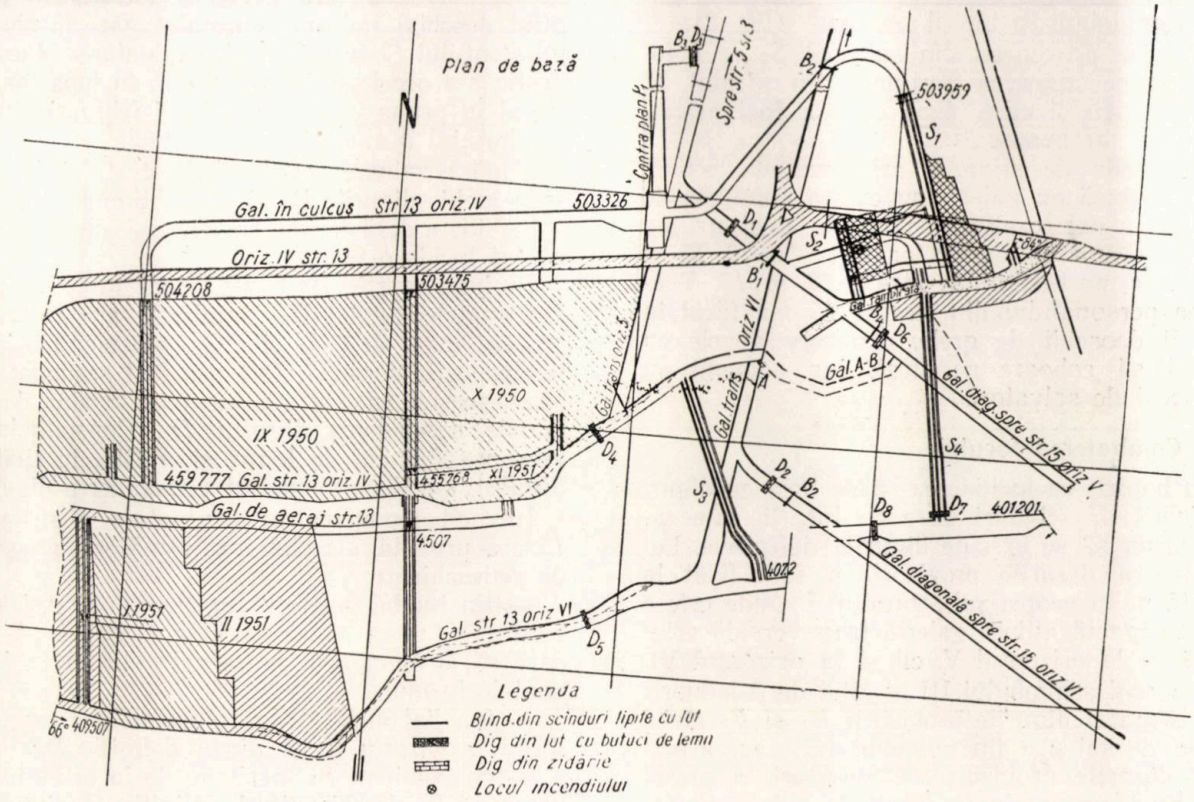


Fig. 2.

De aceea, în timp ce exploatarea lor se făcea între orizonturile VI și V, blocul vestic era neexploatat de la orizontul IV în jos. Legătura de aeraj de la orizontul IV în jos nu mai exista. Pentru a putea totuși exploata acest bloc s-a

la retragere spre galeria transversală, ci în avans.

Tot în blocul centru, între orizonturile V și VI, s-a săpat un suitor de cercetare S_4 care a indicat că sub orizontul V stratul era mai bine

dezvoltat şi chiar s-a început în prima fişie, sub orizontul V, un abataj cameră. Mai trebuie menţionat că deasupra orizontului IV, acest bloc nu era de loc dezvoltat şi prezenţa lui se semnalează numai de la jumătatea distanţei între orizonturile IV şi V în jos.

d) **Manifestarea focului**

În ziua de 2 ianuarie a anului următor, în schimbul III, au apărut gaze şi fum gros care coborau pe contraplanul înclinat P_1 şi se evacuau pe galeria transversală principală a orizontului V, înspre suitorul de aeraj, infectînd astfel orizontul de aeraj al stratelor din culcuş.

S-au oprit imediat lucrările în abatajul cu trepte răsturnate din blocul vestic al stratului *13*, între orizonturile V şi VI şi abatajul cameră din blocul centru.

În stratul *15* a continuat să se lucreze. Echipele de salvare au căutat să pătrundă în lucrările vechi de la orizontul IV, pentru a găsi focarul. Nu s-a găsit însă nimic şi timp de trei schimburi a ieşit numai fum şi gaze din contraplanul înclinat *P*.

În schimbul IV au apărut flăcări în galeria diagonală spre stratul *15*, la orizontul V, în dreptul intersecţiei dintre această galerie şi galeria rambleiată în blocul „centru" (fig. 2).

Flăcările proveneau din suitorul S_2 ce a folosit pentru atacarea porţiunii din stratul *13* blocul centru şi care, după cum a fost arătat, s-a extras în avans.

Încercările de stingere prin metoda activă, cu apă adusă cu găleţi (nu exista conductă de apă), n-au dat rezultate favorabile şi atunci s-a hotărît evacuarea oamenilor din stratul *15* şi închiderea pachetului de strate *13* şi *15*. Evacuarea personalului din stratul *15* s-a făcut în condiţii deosebit de grele, deoarece gazele au început să coboare pe strat, iar oamenii au fost scoşi de salvatori.

e) **Combaterea focului**

S-a hotărît ca închiderea să se facă cu diguri provizorii de scînduri unse cu lut, în faţa cărora urma să se execute digurile definitive. Locul pentru digurile provizorii a fost fixat la cca. 15 m în acoperişul stratului *5*, unde este o rocă compactă atît în galeria transversală principală de la orizontul V, cît şi la orizontul VI.

În cursul schimbului III al zilei de 3 ianuarie s-au executat digurile provizorii B_1 şi B_2. Şeful echipei de salvare din schimbul III, care a executat digurile provizorii de scînduri, a plasat însă digul provizoriu B_1 greşit, în culcuşul stratului *5*, în loc să-l plaseze în acoperiş. Şeful echipei de salvare din schimbul I al zilei de 4 ianuarie a observat eroarea şi a demontat digul provizoriu B_1 pentru a-l monta la locul lui, în acoperişul stratului *5*. Cu această ocazie a riscat o incursiune pînă la focarul incendiului şi a constatat că focul s-a înăbuşit şi nu mai ardea cu flacără vie. Văzînd posibilitatea de a salva de la închidere blocul vestic, a mutat în acelaşi schimb digurile provizorii B_1 şi B_2, în locurile B_1' şi B_2', închizînd concomitent şi pe B_3 de la baza planului înclinat P_1. În acest fel, s-a salvat de la închidere blocul vestic care a fost repus în exploatare încă înaintea închiderii digurilor definitive (4 schimburi).

Închiderea definitivă s-a făcut cu digurile definitive din zidărie D_1, D_2 şi D_3.

f) **Cauza focului**

Cauza focului din blocul centru al stratului *13* a fost cărbunele din bancul de la acoperiş, care a rămas în surpare. În urma exploatării în avans a blocului, cărbunele din surpare, fiind în permanenţă sub acţiunea curentului de aer proaspăt, s-a oxidat şi s-a autoinflamat, aprinzînd susţinerea suitorului S_2. La izbucnirea focului a mai contribuit faptul că planul înclinat *P* n-a fost îndiguit imediat după terminarea lucrărilor de abataj între orizonturile IV şi V.

g) **Repunerea în exploatare a abatajului**

În urma închiderii digurilor, stratul *13* centru şi stratul *15* au fost scoase din funcţie. Cu toate că închiderea nu era perfectă (stratul *13* vest fiind deschis) nu s-au semnalat gaze în abatajul stratului *13* vest. Totuşi, exploatarea blocului vestic s-a accelerat la maximum în luna ianuarie şi în prima jumătate a lunii februarie 1951, şi abatajul a ajuns la falia estică.

După terminarea exploatării stratului *13* vest s-au închis digurile D_4 şi D_5, obţinîndu-se acum o închidere desăvîrşită. În această situaţie focul a stat închis o lună.

În luna martie 1951 s-au luat probe de gaz din spatele digului D_2. Analizele au arătat un procent mare de CH_4 şi CO_2, precum şi oxigen în proporţie normală; CO n-a fost semnalat. În baza acestei analize s-a încercat în ziua de 15 martie deschiderea digului D_1. Constatîndu-se prezenţa fumului de lemn şi a CH_4 în spatele digului, s-a dispus imediat reînchiderea digului.

Întrucît repunerea în exploatare a stratului *15* era urgentă, s-a elaborat următorul program de redeschidere:

— din fundul galeriei din stratul *13* vest, orizontul V, urma să se execute o galerie *A—B*, care să străpungă în diagonala stratului *15*, în spatele focului;

— imediat după străpungere trebuia executat digul provizoriu B_4 şi digul definitiv D_6;

— concomitent cu lucrările de la orizontul *5*, urma să fie deschis digul definitiv D_2 şi executate digurile definitive D_7 şi D_8.

În acest fel, focarul trebuia complet izolat şi repunerea în exploatare a stratului *15* devenea posibilă.

Lucrările după programul de mai sus au început în luna aprilie 1951. Săparea galeriei *A—B* s-a executat în condiţii bune, piatra eva-

cuîndu-se prin suitorul S_3. Cînd galeria mai avea 2 m pînă la străpungere a fost oprită şi s-a făcut aprovizionarea cu materialele necesare executării digurilor.

In vederea străpungerii s-au format trei echipe de salvatori, sub conducerea şefului staţiei de salvare a minei. Ca punct de plecare pentru operaţiile de la orizontul V s-a stabilit suitorul S_3, pe unde trecea curentul de aer proaspăt. Operaţiile de la orizontul VI fiind mai puţin periculoase, s-a hotărît să fie executate de echipe obişnuite, în prezenţa a doi salvatori pe schimb.

După străpungere s-a constatat un procentaj de peste 6% CH_4 în atmosferă. La cca. 2 ore după străpungere a apărut fum de lemn şi deci era de prevăzut să apară flăcări din moment în moment, ceea ce putea duce la o explozie de CH_4. Trebuie menţionat că au fost luate toate măsurile în vederea unei eventuale explozii, evacuîndu-se tot personalul din raza stratelor *13* şi *5*, precum şi din căile de evacuare a aerului.

De asemenea, legătura cu stratul principal a fost închisă cu o uşă puternică de tablă de oţel, montată în toc de beton.

Văzîndu-se situaţia periculoasă creată după străpungere, s-a lucrat cu maximum de intensitate la construirea digului provizoriu B_4, care a fost terminat după 3 ore de la străpungere. Fiind bine uns cu lut, el a împiedicat accesul aerului la focar şi a făcut posibilă zidirea digului definitiv D_6 care s-a executat în cinci schimburi. A fost o performanţă remarcabilă, mai ales că toate lucrările au fost executate de salvatori cu aparatele de salvare în spate.

Deschiderea digului definitiv D_2 de la orizontul VI şi executarea digurilor defintive D_7 şi D_8, s-a făcut în condiţii normale.

După închiderea digurilor D_6, D_7 şi D_8, lucrările de repunere în exploatare a stratului *15* au urmat cursul normal, zona incendiată din stratul *13* centru rămînînd îndiguită.

Concluzii.

După cum s-a arătat la începutul acestui articol, focurile în stratele acoperitoare sînt rare şi cărbunele din aceste strate a fost considerat chiar ca nefiind autoinflamabil.

Experienţa focului descris mai sus a arătat însă că, în cazul exploatării incomplete a stratului şi mai ales cînd exploatarea se face în avans, stratul *13* devine autoinflamabil şi, ca atare, trebuie să i se aplice toate regulile de exploatare ale stratelor cu cărbune autoinflamabil.

Din această cauză s-a abandonat metoda de exploatare a bancului de la culcuş prin abataje cu trepte răsturnate şi cu lăsarea în surpare a cărbunelui şistos din bancul de la acoperiş şi s-a trecut la exploatarea totală a stratului *13*, generalizîndu-se metoda de exploatare cu panouri (fronturi scurte) de 8—10 m pe înclinare, metodă superioară abatajelor cameră în ce priveşte productivitatea muncii.

De asemenea, s-a dovedit că şi la stratele acoperitoare trebuie să se aplice (la fel ca la stratul principal *3*) închiderea lucrărilor vechi prin îndiguirea galeriilor de cap, imediat după terminarea lucrărilor de abataj între două orizonturi.

Îmbunătățirea flotației minereurilor

Ing. Gh. Jurca

Buna desfășurare a procesului de flotație a minereurilor depinde de mai mulți factori, dintre care finețea de măcinare a minereului, diluția tulburelii, alegerea reactivilor de flotație corespunzători și timpul de flotație al substanțelor minerale utile, au fost examinate în partea anterioară a lucrării de față (Revista Minelor, nr. 9/1953 și nr. 7/1954).

În continuare, se va analiza modul în care procesul de flotație este influențat de modul de realizare a circuitelor de flotație (schemele de flotație).

Sub denumirea de circuite de flotație se înțelege în general drumul pe care-l urmează în mașina de flotație tulbureala, concentratele și produsele intermediare de la alimentarea acesteia și pînă la evacuare, urmărind ca din materialul de alimentare să se obțină produsele finale. În cazul cînd se tratează un minereu complex din care se extrag prin flotație două sau mai multe concentrate, rămășițele de la primul circuit de flotație alcătuiesc materialul de alimentare pentru circuitul al doilea, rămășițele de la circuitul al doilea constituie materialul de alimentare pentru circuitul al treilea și așa mai departe. Rămășițele de la ultimul circuit de flotație alcătuiesc sterilul care se evacuează din instalație și se depozitează pe haldă.

Prin mașina de flotație se înțelege, în general, agregatul alcătuit din mai multe celule de flotație, jgheaburile pentru colectarea concentratelor și a produselor intermediare, precum și conductele pentru recircuitarea acestora. Conductele de legătură dintre două celule de flotație, precum și acelea prin care se face alimentarea cu tulbureală, sînt considerate ca făcînd și ele parte din mașina respectivă de flotație.

În mașina de flotație are loc operația cea mai importantă de preparare: concentrarea. Aceasta va fi cu atît mai eficace, cu cît i se vor asigura condiții mai corespunzătoare de desfășurare. În general, circuitele de flotație trebuie să fie astfel alcătuite încît să permită cea mai rațională folosire a volumului de flotare, dozarea economică a reactivilor de flotație pentru a se obține extracții cît mai ridicate în substanța utilă și concentrate cît mai curate.

În principiu și în general, în instalațiile industriale desfășurarea operațiilor sau fazelor celor mai importante din procesul de flotație are loc conform celor prezentate în schema din fig. 1. În această figură se redă modul de reprezentare grafică a unui circuit clasic de flotație.

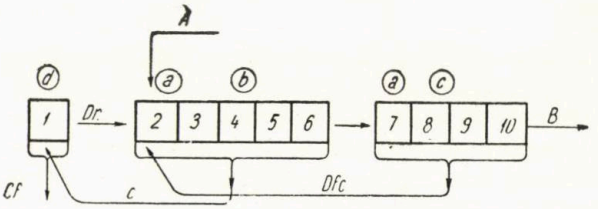


Fig. 1. Schema de principiu a flotării unui minereu:
Operațiuni: *a* — condiționarea reactivilor; *b* — flotare primară; *c* — flotare de control; *d* — reflotarea.
Produse: *A* — material de alimentare; *B* — rămășiță; *C* — concentrat brut; *Cf* — concentrat final; *Dfc* — produs intermediar de la flotarea de control; *Dr* — produs intermediar de la reflotare; *1—10* celule de flotație.

Condiționarea reactivilor de flotație are loc pentru o bună parte din aceștia, în afara mașinii de flotație, de obicei în circuitul de măcinare-clasare. În cazul minereurilor complexe în morile cu bile, se adaugă reactivi depresanți, iar, în cazul minereurilor simple, se adaugă de multe ori colectorul.

Pentru majoritatea minereurilor, spumanții se adaugă în mașinile de flotație. Datorită timpului relativ scurt de acționare al acestora, la majoritatea instalațiilor operația aceasta are loc în același timp cu flotarea primară. Același lucru se întîmplă și cu activanții pentru blendă și pirită, pentru care operația de acționare are loc de asemenea în același timp cu flotarea primară.

Sînt și cazuri cînd la acționarea reactivilor colectori, spumanți și activanți, se prevăd agitatoare speciale sau se destinează special pentru acest scop una sau două din celulele mașinii de flotație.

Flotarea primară are loc în primele celule ale mașinii de flotație, destinîndu-se pentru această operație 40—60% din volumul total de flotare.

De la flotarea primară rezultă concentratul brut care se supune în continuare operației de reflotare. Sînt minereuri care permit să se obțină de la flotarea primară un concentrat suficient

de curat. În acest caz, în operaţia de bază se obţine concentratul final.

Rămăşiţele de la flotarea primară se supun în continuare flotării de control, operaţie de la care rezultă un produs intermediar care se colectează într-un jgheab şi cu ajutorul unei conducte se reintroduce în circuit împreună cu materialul de alimentare. Rămăşiţele de la flotarea de control, în cazul minereurilor simple care se supun flotaţiei colective, constituie un produs final — sterilul — care se evacuează la haldă. În cazul minereurilor complexe, din prelucrarea cărora rezultă două sau trei concentrate, rămăşiţele de la flotarea primului concentrat constituie materialul de alimentare pentru maşina de flotaţie al celui de-al doilea concentrat etc. Rămăşiţele de la flotarea ultimului concentrat constituie sterilul care se trimite la haldă.

Există şi cazuri cînd are loc numai flotarea primară, flotarea de control lipsind. În acest caz, se obţine un concentrat brut care se trimite la reflotare sau chiar direct la filtru, fără reflotare.

Schemele de felul acestora se folosesc la flotarea concentratelor de pirite sărace din minereurile foarte bogate în pirită.

Prin reflotarea concentratului brut se obţine concentratul final care se trimite la filtru şi un produs intermediar care reintră în circuit împreună cu materialul de alimentare. Caracteristicile minereurilor ce se tratează şi calitatea ce se cere concentratelor finale pot să impună două sau mai multe reflotări sau să permită să se renunţe la reflotare, atunci cînd concentratul brut ce se obţine de la flotarea primară are calitatea cerută pentru a putea fi valorizat.

Circuitele de flotaţie trebuie astfel alese încît să conducă la : obţinerea de recuperări maxime ale substanţelor utile şi în acelaşi timp de concentrate de o calitate cît mai bună ; toate acestea la un consum minim de reactivi şi energie şi, deci, la un preţ de cost cît mai scăzut. Un alt element ce se are în vedere la alegerea unui circuit de flotaţie, este acela de a realiza o capacitate maximă de prelucrare, deci, de a folosi cît mai raţional capacitatea de lucru a maşinii de flotaţie.

În legătură cu circuitele de flotaţie, se pun următoarele probleme :

a) Ce volum de flotaţie trebuie destinat pentru diferitele operaţii (flotare primară, flotare de control şi reflotare).

b) Numărul de reflotări al concentratului brut.

c) Locul de introducere în circuitul de flotaţie a produsului sau a produselor intermediare obţinute de la flotarea de control.

Pentru o prezentare mai completă, în fig. 2 se prezintă cele mai folosite scheme de flotaţie utilizate în instalaţiile din Munţii Apuseni şi care, în principiu, au o valabilitate generală.

Din volumul total al maşinii de flotaţie, pentru flotarea de bază s-a destinat :

30,0—58,0% pt. flotarea minereurilor de pirită auriferă;
25,0—33,0% pt. flotarea minereurilor de cupru;
33,3—45,5% pt. flotarea galenei din minereurile complexe;
37,5—45,5% pt. flotarea blendei din minereurile complexe;
37,5—40,0% pt. flotarea piritei din minereurile complexe;

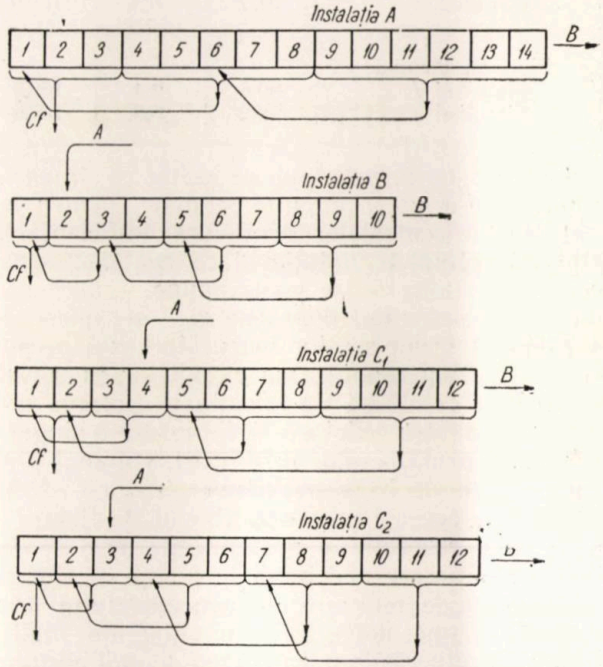


Fig. 2. Circuite de flotaţie utilizate în instalaţii de preparare.

Volumul destinat pentru flotarea de control variază şi el în limite destul de largi : 25—60%, pentru majoritatea circuitelor, în jurul a 40—50%.

Pentru reflotarea concentratului brut, volumul de flotare variază de la 8,3%—33,3%, în medie fiind de 10—20%.

Pentru operaţia de reflotare a concentratelor brute se destinează una sau mai multe celule, în funcţie de cantitatea de concentrat ce se va produce zilnic şi a numărului de reflotări ce sînt necesare.

Se întîlnesc în prezent unele circuite în care se face o singură reflotare a concentratului brut, însă, pentru această operaţie, sînt destinate două celule de flotaţie.

Pentru a determina dacă pentru această operaţie sînt necesare ambele celule de flotaţie sau este suficientă una singură, se vor face măsurători pentru a se stabili cît din concentratul final se obţine de la prima celulă şi cît de la celula a doua.

Cu ocazia unor cercetări s-au efectuat măsurători pentru mai multe circuite care erau destinate pentru o singură reflotare a concentratului brut, două celule de flotaţie.

Rezultatele acestor măsurători se redau în tabela 1.

Tabela 1

Specificare	Cantitatea de concentrat final obținut, %		
	Celula 1	Celula 2	Total
Flotarea galenei			
Circuitul *1*	94,3	5,7	100,0
Circuitul *2*	91 7	8,3	100,0
Flotarea blendei			
Circuitul *1*	90 6	9,4	100,0
Circuitul *2*	93 2	6,8	100,0

Rezultatele din tabela 1 au arătat că, în cazul tuturor celor patru circuite studiate, pentru reflotarea concentratelor brute era suficientă o singură celulă de flotație și că cea de-a doua celulă funcționa — se poate spune — fără nici un rost, consumînd doar energie și piese de schimb. În urma acestor măsurători, s-a propus și s-a efectuat modificarea circuitelor în sensul că a doua celulă să fie folosită la flotarea primară, iar pentru reflotare să fie lăsată o singură celulă. În urma acestor modificări, volumul pentru flotarea de bază a crescut cu cca.8—10%, sporind în aceeași proporție timpul de flotare a minereului respectiv și posibilitățile de a se obține o recuperare mai bună în plumb și zinc.

Numărul de reflotări ale concentratului brut poate fi de una, două, trei, sau chiar mai multe. În cazul prelucrării unui minereu de molibdenită, s-a folosit o schemă cu cinci reflotări ale concentratului brut.

Pentru majoritatea minereurilor ce se prelucrează în instalațiile din Munții Apuseni, o singură reflotare a concentratului brut dă rezultate satisfăcătoare.

În cazul cînd se fac două sau mai multe reflotări, trebuie să se determine dacă a doua, a treia sau următoarele reflotări, conduc la o îmbunătățire a calității concentratelor. Pentru a se stabili acest lucru se iau probe, în aceeași perioadă de timp, din concentratul după prima reflotare, concentratul după reflotarea a doua, concentratul după reflotarea a treia etc.

Probele se usucă, se reduc și se analizează pentru elementele care interesează. Analizele vor arăta dacă este suficientă o singură reflotare sau dacă este necesară și a doua, sau eventual a treia. Bineînțeles că pentru a lua o hotărîre în această problemă trebuie să se ia un număr mare de probe și pe o perioadă mai îndelungată.

Tabela 2

Specificare	Conținutul concentratului, %	
	După o reflotare	După două reflotări
Flotarea calcopiritei		
Proba *1*	18,85	19,17
Proba *2*	15,63	17,35
Proba *3*	20,18	20,84
Media	18,55	19,12

Cercetările făcute asupra a trei circuite de flotație în care se făceau două reflotări ale concentratului brut au dat rezultatele din tabelele 2, 3 și 4.

Tabela 3

Specificare	Conținutul concentratului, %			
	După o reflotare		După două reflotări	
	Pl	Zn	Pl	Zn
Flotarea galenei				
Proba *1*	72,41	4,49	74,31	3,13
Proba *2*	73.02	4,29	74,97	3,63
Proba *3*	70,19	5,58	70,78	4,80
Proba *4*	67,78	5,53	70,82	4,60
Media	70,85	4,97	72,72	4,04

Tabela 4

Specificare	Conținutul concentratului, %	
	După o reflotare	După două reflotări
Flotarea galenei		
Proba *1*	49,76	50,25
Proba *2*	48,34	50,01
Media	49,05	50,13

În cazul celor trei exemple redate în tabelele 2, 3 și 4, prin a doua reflotare s-a obținut o îmbunătățire a calității concentratelor, însă într-o măsură mică în cazul concentratului de cupru și plumb și într-o măsură neînsemnată în cazul concentratului de pirită. Pentru aceasta din urmă s-a propus și s-a efectuat modificarea circuitelor în sensul de a se face o singură reflotare a concentratului brut, iar celula pentru a doua reflotare să fie trecută la flotarea primară, sporirea volumului pentru flotarea de bază era necesară și pentru faptul că extracția în pirită era relativ scăzută.

În general, calitatea concentratelor se consideră satisfăcătoare dacă acestea au un conținut de:

concentrate de Pb sub 4— 5% Zn;
concentrate de Zn cca. 40—40% Zn;
concentrate de Cu peste 18—20% Cu;
concentrate de pirită peste 42—45% S.

În cazul cînd, după o singură reflotare, se obțin concentrate de calitatea celor de mai sus, nu mai este necesară a doua reflotare. În această situație preocupările și eforturile trebuie dirijate în direcția sporirii extracției marfă de metale. Pot fi cazuri cînd o singură reflotare nu este suficientă pentru a da concentrate de calitate corespunzătoare și atunci se prevăd două sau chiar mai multe reflotări. Ca exemplu, se dă o instalație industrială pentru prelucrarea unui minereu de Mo, în care, pentru a se obține calitatea necesară pentru concentratul de molibdenită, se făceau trei reflotări ale acestuia.

De la flotarea de control se obţine un produs intermediar care trebuia reintrodus în circuitul de flotare. Cîteodată, de la această operaţie se obţin două sau chiar mai multe produse intermediare, care se reintroduc în circuitul de flotare în locuri diferite. Această situaţie se întîlneşte în special în cazul maşinilor lungi de flotaţie (alcătuite din multe celule), la care cu un singur jgheab nu se poate asigura panta necesară scurgerii produselor intermediare către conducta de recircuitare.

Locul de recircuitare al produsului intermediar rezultat de la flotarea de control se socoteşte faţă de intrarea în maşina de flotaţie a materialului de alimentare şi el poate fi : a) împreună cu materialul de alimentare ; b) înaintea materialului de alimentare ; c) după materialul de alimentare.

În cazul cînd de la flotarea de control se obţin două sau mai multe produse intermediare, al doilea şi al treilea produs intermediar este bine să fie recircuitat cît mai aproape de alimentarea maşinii de flotaţie.

Analizînd schemele de flotaţie s-a constatat că cea mai bună desfăşurare a flotaţiei se realizează în cazul recircuitării produsului intermediar în aceeaşi celulă cu materialul de alimentare. În acest caz, se poate realiza cea mai judicioasă şi economică dozare a colectorului şi spumantului, o spumă uniformă în toate celulele de flotaţie, o extracţie maximă în metal şi o calitate bună a concentratelor.

Recircuitarea produsului intermediar înaintea materialului de alimentare conduce la greutăţi în dozarea reactivilor, care au ca efect producerea unui exces de spumă, în special în celula de recircuitare a produsului intermediar şi obţinerea unor concentrate impure.

Recircuitarea produsului intermediar după materialul de alimentare are ca efect obţinerea, în prima celulă, a flotaţiei primare, a unei spume insuficiente şi deci pierderi mai mari de substanţă utilă.

Lungimea maşinilor de flotaţie este un element care influenţează în măsură însemnată rezultatele flotaţiei.

În general, este bine ca maşinile de flotaţie să fie alcătuite din 8—12 celule. În cazul în care capacitatea de prelucrare a instalaţiei şi natura minereului ce se tratează necesită un număr de celule de flotaţie mai mare de 14—16, este bine ca acestea să fie grupate în două maşini de flotaţie, cu circuite independente.

Lucrînd cu maşini de flotaţie mai scurte se poate împărţi mai raţional volumul de flotare pentru flotarea primară şi flotarea de control şi rezultatul va fi o sporire a extracţiei marfă în metal. În legătură cu această problemă, este edificator următorul exemplu : într-o instalaţie care prelucrează un minereu de pirită auriferă, flotarea se făcea în două maşini de flotaţie alcătuite fiecare din cîte 18 celule tip IPROMIN de 1 m^3 capacitate, obţinîndu-se extracţii în aur în jurul a 66—70%. Modificîndu-se circuitele de flotaţie în sensul că s-au creat trei circuite independente, alcătuite fiecare din cîte 12 celule, s-a reuşit să se sporească extracţia în aur la cca. 72—76%, cu toate că minereul prelucrat în ultima perioadă a avut un conţinut în aur puţin mai scăzut.

Examinînd materialul expus în lucrarea de faţă se pot trage următoarele concluzii :

1. Circuitele de flotaţie alcătuiesc unul din factorii importanţi care condiţionează buna desfăşurare a procesului de flotare a minereurilor.

2. Trebuie să se adopte schema de flotare în funcţie de caracteristicile minereului ce se prelucrează, urmărind ca obiectiv principal obţinerea unei extracţii maxime de substanţă utilă, concentrate de o calitate cît mai bună şi un preţ de cost al prelucrării cît mai scăzut, prin evitarea excesului de reactivi de flotaţie şi a consumului inutil de energie şi piese de schimb.

3. În instalaţiile industriale există o varietate mare de scheme de flotaţie, cărora li se pot aduce îmbunătăţiri esenţiale. Cercetările care urmăresc îmbunătăţirea fluxului tehnologic trebuie să se ocupe în mod deosebit cu analiza acestui factor.

4. Schemele de flotaţie care dau cele mai bune rezultate sînt cele simple, clasice, care au pentru flotarea primară un volum de 40—50%, pentru flotarea de control aproximativ acelaşi volum ca şi pentru flotarea primară, iar pentru reflotarea concentratului brut, numărul de celule şi numărul de reflotări strict necesar pentru obţinerea concentratelor de calitatea dorită.

5. De la flotarea de control să se urmărească obţinerea unui singur produs intermediar, care să fie recircuitat în aceeaşi celulă cu materialul de alimentare, acesta fiind modul de lucru care permite cea mai economică şi judicioasă dozare a reactivilor colectori şi spumanţi şi care conduce la obţinerea celor mai bune extracţii în metal şi a celor mai bune concentrate.

6. Circuitele de flotaţie să nu fie prea lungi, să aibă maximum 10—12 celule de flotaţie. În cazul cînd capacitatea de prelucrare a instalaţiei necesită mai multe celule de flotaţie, acestea să fie grupate în două sau mai multe circuite independente, de lungime mijlocie.

În cadrul cercetărilor din instalaţiile de flotaţie care urmăresc îmbunătăţirea fluxului tehnologic, trebuie acordată o atenţie deosebită schemelor de flotaţie care constituie unul dintre factorii importanţi de care depinde buna desfăşurare a procesului de flotaţie.

În legătură cu această problemă, pînă în prezent s-a făcut prea puţin, aşa că, pentru viitor, există un cîmp mare de activitate şi posibilităţi de a se realiza sporirea extracţiei de substanţe utile şi îmbunătăţirea calităţii concentratelor, punîndu-se în felul acesta la dispoziţia economiei naţionale cantităţi de metale mai mari şi la un preţ de cost mai redus.

Baza teoretică a metodelor de luarea și reducerea probelor de materiale în bucăți

(Cu privire specială la cărbune)

Dr. ing. **M. Ornstein**

Calitățile tehnico-economice ale cărbunelui sînt determinate prin analize tehnice precise efectuate pe probe scoase din loturile de cărbune ce interesează. Aceste probe *) în cele mai multe cazuri constituind cantități de cîteva grame, trebuie să reprezinte cu suficientă exactitate calitatea întregului lot, care poate fi de sute și mii de tone.

Realizarea unei precizii practic suficiente la luarea și reducerea probelor **) este de mare însemnătate — uneori esențială — de exemplu, în cazul stabilirii de randamente termice ale unei centrale electrice.

La fel de importantă este obținerea unei probe reprezentative și deci cunoașterea conținutului de material „steril" în cărbune, respectiv în cocs, pentru siderurgie.

Următorul exemplu luat din practică va ilustra aceasta:

Dintr-un cărbune cu un conținut de steril, exprimat în % cenușă, de 7%, s-a obținut un cocs cu 11,46% cenușă.

Din cărbune de aceeași proveniență, cu un conținut de cenușă de 9% s-a obținut un cocs cu 13,98% cenușă.

Consecința a fost o înrăutățire a indicilor tehnico-economici ai producției de fontă.

Însemnînd cu 100 indicii tehnico-economici realizați la furnal în cazul folosirii cocsului din cărbunele mai curat cu 7% cenușă, indicii realizați în al doilea caz au fost următorii:

Consum specific de cocs %	108	crește cu %	8
Consum specific de calcar, %	110	crește cu %	10
Productivitatea furnalului, %	93,3	scade cu %	6,7
Prețul de cost al fontei, %	103,1	crește cu %	3,1

Pentru industria care folosește cărbune drept combustibil, la fel ca și pentru transporturi, o diferență de numai 1% cenușă în plus reprezintă o depășire a valorii tehnice a combustibilului mult superioară reducerii materiei combustibile din cărbune prin pierderea de căldură eliminată o dată cu cenușa și prin pierderea de cărbune nears; la acestea trebuie adăugate și cheltuielile inutile cu transportul materialului steril.

S-a calculat în cazul unei livrări de cărbune de Lupeni către M.C.F. că pentru fiecare procent de cenușă, pierderea în valoare a cărbunelui trebuie multiplicată cu coeficientul 1,8.

Date fiind enormele cantități de combustibil ce stau la baza industriei și transporturilor noastre, se poate face o apreciere asupra importanței stabilirii exacte a compoziției combustibilului, care se bazează — precum s-a arătat — în primul rînd pe o justă preluare de probe.

Eforturile ce trebuie făcute pentru continua îmbunătățire a calității cărbunelui extras necesită controlul producției pe mine și pe zile de lucru. Aceasta implică cunoașterea exactă a compoziției cărbunelui și deci o preluare corectă de probe; la aceasta sînt interesați deopotrivă producătorii și beneficiarii cărbunelui produs, într-un cuvînt economia generală a țării.

Realizarea preciziei în luarea probelor se poate face pe baza cunoașterii bazei teoretice a metodei și respectării condițiilor în care trebuie efectuate operațiile de eșantionare.

Dacă regulile menționate nu sînt respectate întocmai, rezultatele finale pot să se depărteze de realitate cu mai multe procente, în timp ce metodele analitice au precizii de fracțiuni de procent.

Pe de altă parte, pe cînd o operație analitică poate fi repetată și verificată totdeauna, operația de luarea probelor este foarte greu și de cele mai multe ori imposibil de repetat.

Despre abatere, (abatere medie, abatere medie patratică, abatere probabilă)

Cărbunele este un amestec, mai mult sau mai puțin omogen, de materie combustibilă și necombustibilă.

*) Prin „probă" se înțelege cantitatea de produs necesară executării unei sau tuturor analizelor (încercărilor).

Realizarea unei precizii practic suficiente la luarea și reducerea probelor este de mare însemnătate — uneori esențială — de exemplu în cazul stabilirii de randamente termice a unei centrale electrice.

**) In conformitate cu nomenclatura actuală standardizată se va citi mostre în loc de probe.

Pentru ca proba să fie reprezentativă, trebuie ca elementele componente să se găsească în aceeaşi proporţie ca în lotul din care provine.

Acest lucru se obţine scoţînd din lotul de cărbune, eterogen prin natura lui, un număr anumit de „probe elementare" de greutate anumită, repartizate uniform pe întreg lotul cercetat, amestecîndu-le şi divizîndu-le după anumite procedee, care permit înainte de reducere un grad de omogenizare practic perfectă.

La cărbuni, eterogenitatea este reprezentată prin diversitatea conţinutului de materie necombustibilă „liberă" al fiecăreia din probele elementare scoase. Conţinutul de materie necombustibilă se exprimă prin procentul de cenuşă stabilit analitic, considerîndu-se (destul de arbitrar) întreaga cantitate de cenuşă ca materie necombustibilă liberă.

Diferenţa dintre procentul de cenuşă al fiecărei probe elementare şi media conţinuturilor de cenuşă ale tuturor probelor elementare constituie „abaterea".

Abaterea medie liniară (δ), factor ce caracterizează eterogenitatea cărbunelui, este dată de expresia :

$$\delta = \frac{\Sigma P}{n} \qquad (1)$$

în care :

ΣP este suma absolută a abaterilor;
n — numărul (suficient de mare) de probe luate.

Eterogenitatea se mai exprimă prin „abatere pătratică" (μ) dată de relaţia :

$$\mu = \sqrt{\frac{\Sigma P^2}{n-1}} \qquad (1')$$

în care : ΣP^2 este suma pătratelor abaterilor (erorilor). Abaterea probabilă r este valoarea abaterii care se caracterizează prin aceea că numărul rezultatelor analizelor mai mare decît r este egal cu numărul rezultatelor mai mic decît r. Între abaterea medie liniară δ, abaterea patratică μ şi abaterea probabilă r există următoarele relaţii :

$$r = 0{,}6745 \qquad (2)$$
$$r = 0{,}85\ \delta^{*}) \qquad (3)$$
$$\delta = 0\ 7979\ \delta. \qquad (4)$$

Admiţînd că masa de cărbune este constituită din porţiuni mici de cărbune cu diferite compoziţii apropiate, dar care în ansamblu dau o compoziţie anumită ce se reproduce la încercări repetate, putem asemăna abaterile analitice obţinute la luarea mostrelor de cărbune cu erorile făcute în următorul exemplu.

Dacă dintr-un număr de bile σ*), în care $p\sigma$ sînt bile negre şi $q\sigma$ sînt bile roşii, scoatem un număr s de bile şi numărăm bilele negre şi pe cele roşii şi după ce le punem la loc, repetăm operaţia de un număr mare de ori, vom constata că făcînd proporţia bilelor negre, respectiv roşii, faţă de numărul s de bile scoase, proporţia bilelor negre, respectiv a celor roşii, va fi aproape egală cu $\frac{p\sigma}{\sigma}$, respectiv $\frac{q\sigma}{\sigma}$.

La fiecare scoatere, însă, se constată o eroare δ faţă de proporţia reală. Admiţînd că distribuţia erorilor are loc după legea distribuţiei normale (curba lui Gauss), abaterea medie va fi :

$$\mu = \sqrt{pq} \cdot \sqrt{\frac{1}{s} - \frac{1}{\sigma}} \cdot \qquad (5)$$

Revenind la cazul probelor de cărbune, notăm cu p fracţiunea de materie combustibilă, cu q fracţiunea de materie necombustibilă şi cu

$$s = \frac{G}{g},$$

adică cu greutate medie a unei bucăţi de cărbune g raportată la G, greutatea mostrei luate. Să admitem că σ, numărul particulelor în lotul de cărbune analizat, este foarte mare, deci $\frac{1}{\sigma}$ poate fi neglijat.

Din discuţia formulei (5) rezultă : 1) abaterea medie este cu atît mai mare cu cît procentul de materie necombustibilă este mai mare, pînă la 50% ; 2) abaterea medie este proporţională cu $\frac{1}{s} = \frac{g}{G}$, $\frac{g}{G}$ fiind greutatea relativă medie a particulei de cărbune.

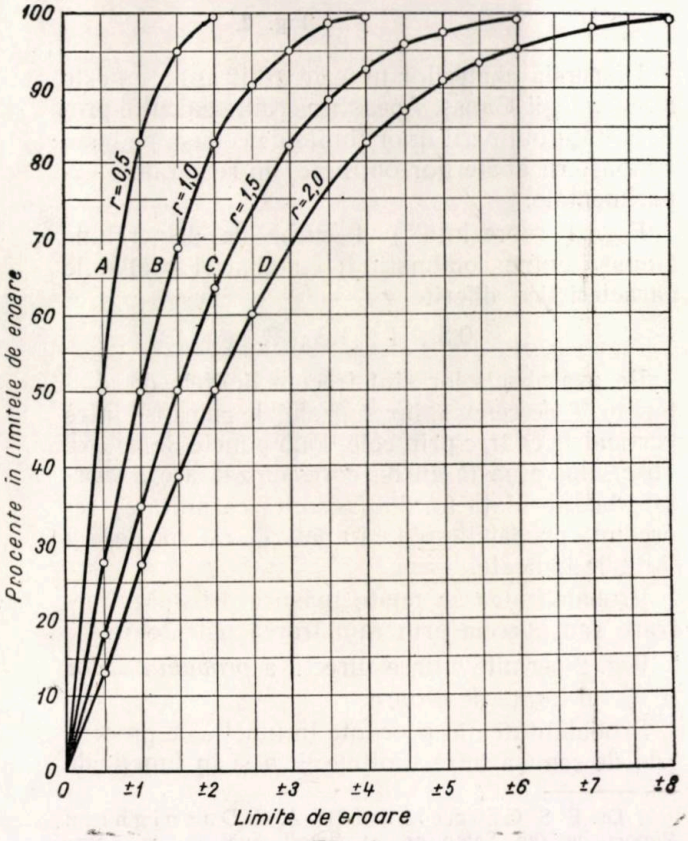


Fig. 1.

*) Dr. ing. Miklosi Cornel: *Utilizarea raţională a combustibililor solizi*, pag. 25.

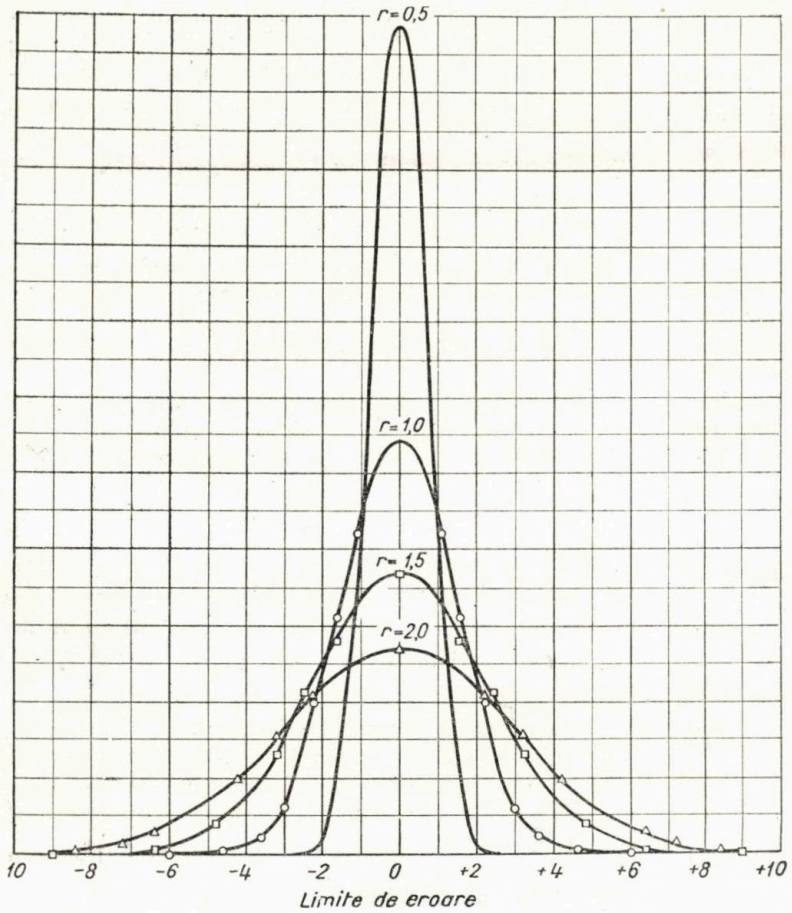


Fig. 2.

Dispersia abaterilor nu este arbitrară ; ea este supusă legii Gauss. Aceasta permite calculul probabilității obținerii unor limite de cenușă pe baza cunoașterii abaterilor obținute din rezultatele experimentale.

Fig. 1 reprezintă *) 4 curbe de dispersiune Gauss pentru combustibili cu abateri probabile caracteristice diferite r :

$$0{,}5\ ;\ 1\ ;\ 1{,}5\ ;\ 2.$$

Pe axa absciselor sînt trecute limitele de abateri în % de cenușă, iar suprafețele cuprinse între verticalele ce trec prin cele două puncte de pe axa absciselor pînă la curba corespunzătoare, raportate la suprafața totală (socotită ca unitate) reprezintă probabilitatea că abaterile nu vor depăși limitele indicate.

Probabilitatea se poate măsura prin planimetrare sau aprecia prin numărarea pătratelor.

Fig. 2 permite citirea directă a *probabilităților în %* în limite de eroare.

Probabilitatea în procente în funcție de procentele de cenușă între limitele $\pm p$ și în funcție de r = eroarea probabilă caracteristică este dată de expresia

$$f(x)=f\left(\frac{0{,}477\ p}{r}\right)=$$

$$=\frac{2}{\sqrt{\pi}}\int_0^r e^{-x^2}\,dx. \qquad (6)$$

În anexă dăm o tabelă cu valorile probabilităților corespunzătoare variabilei $\frac{p}{\mu}$.

În tabela 1 se arată variația numărului de rezultate (probabilitatea) la 4 abateri probabile și în raport cu erorile admise, cuprinse între limitele $\pm$ 0,5 și $\pm$ 5%.

Astfel, vedem că dintr-un lot de 100 de vagoane încărcate cu un cărbune avînd abaterea probabilă caracteristică r = 0,5, 82 vagoane vor avea cenușa între limitele $\pm$ 1%. Pentru r = 1 ; r = 1,5 ; r = 2, rezultate cu limite $\pm$ 1% vor fi la 50 ; 34, respectiv 26 vagoane ; de asemenea tabela arată că abaterile corespunzătoare la probabilitatea de 99% sînt : $\pm$ 2% pentru r = 0,5 $\pm$ 4% pentru r = 1 ; pentru r = 1,5 se atinge probabilitatea 97,5% abia la eroarea de $\pm$ 5%.

Tabela 1

Limite de eroare, %	Rezultate în limitele erorilor			
	$r=0{,}5$	$r=1$	$r=1{,}5$	$r=2$
$\pm$ 0,5	50,0	26,4	17,8	13,4
$\pm$ 1,0	82,3	50,0	34,7	26,4
$\pm$ 1,5	95,7	68,8	50,0	38,7
$\pm$ 2,0	99,3	82,3	63,2	50,0
$\pm$ 2,5	99,9	90,8	73,9	60,0
$\pm$ 3,0	—	95,7	82,3	68,8
$\pm$ 3,5	—	98,2	88,4	76,2
$\pm$ 4,0	—	99,3	92,8	82,3
$\pm$ 4,5	—	—	95,7	87,1
$\pm$ 5	—	—	97,5	90,8

Calculul numărului de probe elementare

Cunoscînd abaterea probabilă sau pătratică a unui cărbune, putem să calculăm numărul probelor elementare ce trebuie luate pentru a se ajunge la o probabilitate și limite de erori dorite.

μ — abaterea pătratică **) ;

$\frac{p}{\mu}_n$ — se găsește în tabela anexă la rubrica corespunzătoare probabilității dorite ;

*) Dr. E. S. Grumell and Dr. A. C. Dunnigham: *Raport on the Sampling of Small Fuel up to 3 in.*, London, 1930.

**) Se poate lua în calcul și r și transforma în μ.

pentru probabilitatea 99%, $\frac{p}{\mu_n} = 2{,}576$;

$\mu_n = \frac{\mu}{\sqrt{n}}$;

$$n = \frac{\mu^2}{\mu_{n^2}}$$

Exemplu: Un combustibil are abaterea pătratică cunoscută, 2,5%.

Să găsim numărul de probe elementare ce trebuie luate pentru ca, alcătuind prin omogenizarea şi divizarea lor o probă medie, aceasta — analizată — să dea un rezultat astfel ca repetînd de 100 de ori operaţia de luarea probelor elementare, omogenizarea şi divizarea, să obţinem 99 rezultate care să nu difere de primul decît cu max. ± 1%.

Rezolvare:

$p = 1$;

Probabilitatea = 99%;

$\mu = 2{,}5$;

$\frac{1}{\mu_n} = 2{,}576$ din tabela 3;

$\mu_n = \frac{1}{2{,}576} = 0{,}388$;

$n = \frac{2{,}5^2}{0{,}388^2} = 41{,}5 = \sim 42.$

Abaterile şi probabilităţile obţinute sînt valabile teoretic dacă toate probele elementare ar cuprinde acelaşi număr de bucăţi egale.

In realitate, însă, avem cărbune în praf, granule, bucăţi şi blocuri de diferite mărimi „sortate" şi „nesortate".

S-a arătat că eroarea medie este proporţională cu „greutatea relativă" a bucăţilor.

In practică se prescriu probe elementare de mărimi proporţionale cu mărimea bucăţilor în raport cu diversitatea dimensiunilor, fără a se putea respecta însă mărimea probelor mari către care îndrumează relaţia (5). Prescripţiile actuale universale în general nu prevăd mărimi mai mari de 10 kg pentru proba elementară.

De altfel, după teoria mai nouă a lui Grummel *), criteriul principal în ce priveşte alegerea mărimii probei elementare este mărimea celor mai mari bucăţi aflate într-un amestec pluridimensional. Erorile provenite din eliminare sau introducere în plus a unor bucăţi de rocă mai mari au repercusiuni mai mari la probele elementare mici, decît la cele mari.

Şi mai mare importanţă are însă relaţia dintre mărimea bucăţilor şi mărimea probei în operaţia de divizare, lucru asupra căruia vom reveni.

Pentru a da o imagine a concordanţei bune dintre rezultatele teoretice şi cele practice, citărn unul din multele exemple date de Grummell:

Media analizelor de cenuşă la 100 vagoane de cărbune a fost 16,15%, limitele experimentale fiind următoarele:

Tabela 2

Erori, %	Număr de vagoane
± 0,5	13)25
0,5 — 1	12)
1 — 1,5	5
1,5 — 2,0	15
2 — 2,5	9
2,5 — 3	9
3 — 3,5	13
3,5 — 4	10
4,0 — 4,5	1
4,5 — 5	4
5 — 6	4
peste 6	5
Total	100

Abaterea medie a fost 2,54; eroarea probabilă 2,16; la care, conform calculului, corespund 23 din 100 determinări în limita de ± 1%; cifra găsită experimental este 25%.

O probă compusă din probe elementare luate din 5 vagoane, conform calculului, trebuie să aibă abaterea probabilă $r = \frac{2{,}16}{\sqrt{5}} = 0{,}96$ şi tot conform calculului de probabilitate pe baza $r = 0{,}96$, înseamnă că 52 de rezultate din 100 trebuie să se încadreze în limitele abaterii de ± 1%.

Din 1 400 probe compuse din combinarea rezultatelor experimentale a cîte 5 probe elementare, 55% s-au încadrat în limitele de ± 1%, ceea ce arată o verificare mulţumitoare a prevederii teoretice.

Divizarea mostrei compuse

S-a arătat şi justificat importanţa pe care o au mărimile bucăţilor de cărbune ce alcătuiesc proba.

Importanţa devine cu totul covîrşitoare atunci cînd este vorba de divizarea unei probe.

Dacă proba nu este suficient de mărunţită înainte de divizare, se pot introduce erori foarte mari în calcule.

Dacă la prima sfertuire a unei probe de 250 kg introduc în sfertul ales 5 bucăţi de piatră a 0,5 kg, se face o eroare de 4% la cenuşă, care poate fi mărită la a doua sfertuire.

Dacă prin mărunţire bucăţile ajung la 25 mm înainte de sfertuire, cîteva bucăţi de numai cîteva grame fiecare sînt fără efect mare asupra rezultatului final.

★

Considerăm că cele enunţate — departe de a cuprinde tot ceea ce teoretic trebuie ştiut pentru executarea unei eşantionări bune — fundamentează în linii mari regulile ce trebuie stabilite şi respectate pentru luarea de probe bune.

*) Dr. E. S. Grummell: *Sampling of Coal with reference to the Sire-Weight* — Ratio Theorie 1937, London.

Valorile funcției $\left(\frac{p}{\mu}\right)$

Tabela 3

$\frac{p}{\mu}$	Probabilitate	$\frac{p}{\mu}$	Probabilitate μ	$\frac{p}{\mu}$	Probabilitate μ	$\frac{p}{\mu}$	Probabilitate μ	$\frac{p}{\mu}$	Probabilitate μ
0,00	0,000	0,60	0,451	1,20	0,770	1,80	0,928	2,40	0,684
0,01	0,008	0,61	0,458	1,21	0,774	1,81	0,930	2,41	0,584
0,02	0,016	0,62	0,465	1,22	0,778	1,82	0,931	2,42	0,984
0,03	0,024	0,63	0,471	1,23	0,781	1,83	0,933	2,43	0,985
0,04	0,032	0,64	0,478	1,24	0,785	1,84	0,934	2,44	0,985
0,05	0,040	0,65	0,484	1,25	0,789	1,85	0,936	2,45	0,986
0,06	0,048	0,66	0,491	1,26	0,792	1,86	0,937	2,46	0,986
0,07	0,056	0,67	0,497	1,27	0,796	1,87	0,939	2,47	0,986
0,08	0,064	0,68	0,504	1,28	0,800	1,88	0,940	2,48	0,987
0,09	0,072	0,69	0,510	1,29	0,803	1,89	0,941	2,49	0,987
0,10	0,080	0,70	0,516	1,30	0,806	1,90	0,943	2,50	0,988
0,11	0,088	0,71	0,522	1,31	0,810	1,91	0,944	2,51	0,988
0,12	0,096	0,72	0,528	1,32	0,813	1,92	0,945	2,52	0,988
0,13	0,103	0,73	0,535	1,33	0,816	1,93	0,946	2,53	0,989
0,14	0,111	0,74	0,541	1,34	0,820	1,94	0,988	2,54	0,989
0,15	0,119	0,75	0,547	1,35	0,823	1,95	0,949	2,55	0,999
0,16	0,127	0,76	0,553	1,36	0,826	1,96	0,950	2,56	0,990
0,17	0,135	0,77	0,559	1,37	0,839	1,97	0,951	2,57	0,990
0,18	0,143	0,78	0,565	1,38	0,832	19,8	0,952	2,58	0,990
0,19	0,151	0,79	0,570	1,39	0,835	1,99	0,953	2,59	0,990
0,20	0,159	0,80	0,576	1,40	0,838	2,00	0,955	2,60	0,991
0,21	0,166	0,81	0,582	1,41	0,841	2,01	0,956	2,61	0,991
0,22	0,174	0,82	0,588	1,42	0,844	2,02	0,957	2,62	0,991
0,23	0,182	0,83	0,593	1,43	0,847	2,03	0,958	2,63	0,091
0,24	0,190	0,84	0,599	1,44	0,850	2,04	0,959	2,64	0,892
0,25	0,197	0,85	0,605	1,45	0,853	2,05	0,960	2,65	0,992
0,26	0,205	0,86	0,610	1,46	0,856	2,06	0,961	2,66	0,992
0,27	0,213	0,87	0,616	1,47	0,858	2,07	0,962	2,67	0,992
0,28	0,221	0,88	0,621	1,48	0,861	2,08	0,962	2,68	0,993
0,29	0,228	0,89	0,627	1,49	0,864	2,09	0,963	2,69	0,993
0,30	0,236	0,90	0,632	1,50	0,866	2,10	0,964	2,70	0,993
0,31	0,243	0,91	0,637	1,51	0,867	2,11	0,965	2,72	0,993
0,32	0,251	0,92	0,642	1,52	0,871	2,12	0,966	2,74	0,994
0,33	0,259	0,93	0,648	1,53	0,874	2,13	0,967	2,76	0,994
0,34	0,266	0,94	0,653	1,54	0,876	2,14	0,968	2,78	0,995
0,35	0,274	0,95	0,658	1,55	0,879	2,15	0,968		
0,36	0,281	0,96	0,663	1,56	0,881	2,16	0,969	2,80	0,995
0,37	0,289	0,67	0,668	1,57	0,884	2,17	0,970	2,82	0,995
0,38	0,296	0,98	0,673	1,58	0,886	2,18	0,971	2,84	0,995
0,39	0,203	0,99	0,678	1,59	0,888	2,19	0,971	2,86	0,996
0,40	0,311	1,00	0,683	1,60	0,890	2,20	0,972	2,88	0,996
0,41	0,318	1,01	0,688	1,61	0,893	2,21	0,973		
0,42	0,326	1,02	0,692	1,62	0,895	2,22	0,974	2,90	0,996
0,43	0,333	1,03	0,697	1,63	0,812	2,23	0,974	2,92	0,996
0,44	0,340	1,04	0,702	1,64	0,899	2,24	0,975	2,94	0,997
0,45	0,347	1,05	0,706	1,65	0,901	2,25	0,976	2,96	0,997
0,46	0,354	1,06	0,711	1,66	0,903	2,26	0,976	2,98	0,927
0,47	0,362	1,07	0,715	1,67	0,905	2,27	0,077		
0,48	0,369	1,08	0,720	1,68	0,907	2,28	0,977	3,00	0,997
0,49	0,377	1,09	0,724	1,69	0,909	2,29	0,978	3,10	0,998
0,50	0,383	1,10	0,729	1,70	0,911	2,30	0,979	3,20	0,999
0,51	0,390	1,11	0,733	1,71	0,913	2,31	0,979	3,30	0,999
0,52	0,397	1,12	0,737	1,72	0,915	2,32	0,980	3,40	0,999
0,53	0,404	1,13	0,742	1,73	0,916	2,33	0,980	3,50	0,9995
0,54	0,411	1,14	0,746	1,74	0,918	2,34	0,981	3,60	0,9997
0,55	0,418	1,15	0,750	1,75	0,920	2,35	0,981	3,70	0,9998
0,56	0,425	1,16	0,754	1,76	0,922	2,36	0,982	3,80	0,99986
0,57	0,431	1,17	0,758	1,77	0,923	2,37	0,982	3,90	0,99990
0,58	0,438	1,18	0,762	1,78	0,925	2,38	0,983	4,00	0,99994
0,59	0,445	1,19	0,766	1,79	0,927	2,39	0,983	5,00	0,99999994

Deoarece oricît de multe reguli s-ar stabili, ele nu pot prevedea toate condiţiile ce pot interveni în practică, cele enunţate constituie şi o îndrumare pentru adaptarea metodelor la condiţii practice neprevăzute.

Prin cunoaşterea bazelor teoretice a eşantionării, se justifică enorma şi migăloasa muncă a luării de probe de cărbune.

Interesul teoretic pentru munca migăloasă va alimenta spiritul ştiinţific în care această operaţie trebuie executată, deoarece numai aşa rezultatele vor fi cele adevărate.

Controlul teoretic nu face numai munca de luare de probe mai interesantă.

Prin verificarea dispersiunii rezultatelor, controlul teoretic al dispersiunii rezultatelor permite, concomitent cu controlul producţiei şi controlul eficacităţii aplicării regulilor de eşantionare — creînd posibilitatea şi stimulînd factorii care trebuie să intervină în reglarea producţiei.

Din cele expuse s-a scos în relief suficient faptul că fără o eşantionare justă, toate operaţiile analitice ulterioare îşi pierd însemnătatea. Producţia de cărbune nu va fi realmente calitativ controlată şi, la consumatorii de cărbune, stabilirea randamentelor termice va fi problematică, aceasta din urmă numai ca un exemplu.

Acum aproape 25 de ani s-a publicat de către dr. Miklosi o lucrare care îndrumează în spiritul articolului de faţă şi mai amplu, operaţiile de eşantionare.

S-au făcut, după cum ni s-a spus, şi o serie de încercări practice cu cărbuni din Valea Jiului.

De atunci, sectorul exploatării de cărbune a căpătat o mare extindere şi totodată problema a fost cercetată şi se studiază în continuare de diferite foruri internaţionale.

Necesitatea pentru economia noastră a continuării cercetărilor problemei începute acum un sfert de veac, în aceste noi împrejurări ni se pare evidentă.

Forurile conducătoare ale economiei naţionale şi forurile ştiinţifice au un cuvînt hotărîtor, iar Direcţia standardizării — pe acela de a le sezisa.

Bibliografie

[1] *Grummell E. S.*, dr. and *Dunnigham A. C.* der Sampling of Small Fuel up to 3 ing., 1930, London.

[2] *Grummell E. S.*: Sampling of Coal, London, 1937.

[3] *Miklosi Cornel*, dr. ing.: Utilizarea naţională a combustibililor solizi, Bucureşti, 1935.

[4] * * *: Institutul Român de Energie: Norme pentru aprecierea şi recepţionarea combustibililor solizi, Bucureşti, 1934.

[5] A.S.T.M.: Special Technical Publication, nr. 162 — Simposium on Coal Sampling Philadelphia, 1953

[6] *Gnedenico B. V.* şi *Hiricin I.*: In calculul probabilităţilor, Ed. Tehnică.

[7] A.S.T.M. D 492—48: Luarea probelor de cărbuni în raport cu concentratul de cenuşe.

[8] B. S. 1017—1942: Cărbune şi cocs, Lucrarea mostrelor.

[9] GOST 6105—53: Cărbune. Luarea probelor (vagoane).

[10] GOST 936—50: Cărbune. Luarea probelor (vagoane).

[11] STAS 1372—50.

[12] STAS 397—49: Cărbuni şi brichete din V. Jiului. Luarea mostrelor.

[13] DIN 51701—50.

Considerații despre calculul rezervelor ca bază pentru planificarea producției și urmărirea exploatării raționale a zăcămintelor neferoase

Ing. **Romulus Catilina**

Printre multiplele scopuri la care trebuie să servească calculul rezervelor, face parte și furnizarea de date pentru planificarea producției și urmărirea desfășurării unei exploatări raționale.

Pentru planificarea producției este necesar să se cunoască exact cantitatea și calitatea substanței utile existentă în acea porțiune din zăcămînt, care este posibilă de extras, deci susceptibilă planificării în acest sens.

Planificarea producției, în mod curent, la noi, se obișnuiește să se facă numai în baza rezervelor calculate și categorisite după grad de cunoaștere, neținînd cont de destinația lor industrială și gradul de pregătire pentru exploatare.

Mai mult chiar, nici în cadrul clasificării după grad de cunoaștere, nu se ține seama de categoriile de rezerve respective și caracteristicile lor decît în măsura în care acestea nu oferă nici măcar informativ toate datele, necesare planificării producției, (cum ar fi de exemplu rezervele de categoria C_2, la care nu se dau date asupra calității substanței utile, și deci nu există nici informativ baza de planificare) și planificarea se face pe ansamblul rezervelor. Cum în acest ansamblu de rezerve, ponderea mare o au rezervele de categoria C_1 sau adesea nici nu există rezerve de categorii mai superioare, datele utilizate privitoare atît la cantitatea cît și la calitatea substanței utile, pot conduce la diferite erori.

Aceste erori, se datoresc faptului că în categoria C_1, se încadrează rezervele, ale căror caracteristici se cunosc în linii mari, informativ, și prezintă diferențe esențiale ca grad de cunoaștere față de categoriile superioare.

Din comparația de mai jos, între condițiile pe care trebuie să le îndeplinească rezervele de categoria C_1 și cele imediat superioare, de categoria B, reies complet diferențele esențiale existente.

— Rezervele se încadrează la categoria B pentru tipurile de zăcăminte III și IV, cînd sînt conturate pe minimum 3 și respectiv 4 laturi, la distanțele cerute, și numai interpolînd datele dintre aceste lucrări.

Distanța cerută între lucrări miniere, pentru grupul III. de zăcăminte este de 60—80 m pe înclinare și 80—120 m pe direcție, iar pentru grupul IV de zăcăminte 30—40 m atît pe direcție cît și pe înclinare. Excepție fac zăcămintele aurifere din grupul III la care distanța cerută este de 30—50 m pe înclinare și 40—60 m pe direcție.

Rezervele se încadrează la categ. C_1 cînd distanța dintre lucrările miniere depășește pe cea necesară pentru categoria B., însă nu o depășire exagerată, de exemplu pentru grupul IV de zăcăminte, admițîndu-se ca distanță maximă atît pe direcție cît și pe înclinare 80 m exceptînd zăcămintele aurifere la care se admit cca. 30 m. Se admite încadrarea la această categorie, nu numai a rezervelor interpolate la distanțele menționate mai sus, ci și extrapolînd pe înclinare datele cunoscute pe o latură. Această extrapolare este admisă pentru grupul III de zăcăminte pe maximum 100 m, iar pentru grupul IV pe maximum 50 m. De asemenea la categoria C_1 pot fi raportate și rezervele găsite prin lucrări de foraj situate în rețea la o distanță de cca. 60 m pentru grupul III de zăcăminte și cca. 50 m pentru grupul IV (respectiv 40 și 30 m pentru zăcămintele aurifere).

Din cele de mai sus, reiese clar multitudinea de date și implicit precizia mai mare pe care o prezintă rezervele din categoria B. față de cele din categoria C_1, mai ales că acestea din urmă pot fi date — spre deosebire de primele — și prin extrapolări sau prin foraje. În cazul extrapolărilor, nu avem niciun indiciu asupra variației caracteristicilor zăcămîntului de înclinare. Dacă ținem cont că stabilirea cantității și calității rezervelor, este o operație matematică, statistică,

şi că în orice operaţie de acest gen, cu cît datele culese sînt mai multe şi în acelaşi timp, repartizate şi pe o suprafaţă mai mare şi cît mai uniform, calculul este mai precis, ne putem da seama şi mai bine de posibilităţile care există, în cazul rezervelor de categoria B şi C_1, de a culege datele necesare şi respectiv se desprinde şi mai elocvent diferenţa de precizie a calculului şi siguranţa datelor între cele două categorii.

Exemplificările de mai sus, au fost făcute situîndu-ne în cazul zăcămintelor din grupul III şi IV, întrucît în aceste grupe se încadrează majoritatea zăcămintelor neferoase dela noi din ţară. In grupul III se încadrează zăcămintele de forme diferite cu o lungime de circa 1.000 m, o adîncime de cca. 2—300 m şi o grosime de cca. 1 m cu repartizarea chiar neuniformă a componenţilor utili. In grupul IV se încadrează zăcămintele cu o lungime de cca. 2—300 m de forme complicate, cu repartizare chiar foarte neuniformă a componenţilor utili.

Pentru porţiunea de rezervă încadrată la categoria B forma corpului de minereu, repartiţia spaţială a sorturilor de minereu, tipurile industriale de minereu şi parametrii de calcul trebuie să fie cunoscute bine, pe cînd pentru categoria C_1 datele de mai sus trebuie să fie cunoscute în linii mari sau chiar luate comparativ.

— Compoziţia chimică pentru rezervele de categoria B trebuie să fie bine cunoscută şi stabilită în baza probelor recoltate la distanţe minime (stabilite conform criteriilor în vigoare în funcţie de tipul de zăcămînt) şi fără ca erorile sistematice să depăşească limitele admisibile, pe cînd pentru rezervele de categoria C_1 compoziţia chimică se stabileşte din probe luate la distanţe mai mari, sau extrapolînd anumite date existente, iar pentru rezerve inaccesibile luînd datele din arhive vechi, deci are un caracter informativ.

— Baza topografică, adică planurile care servesc calculului, pentru rezervele de categoria B trebuie să fie stabilită exact şi la scări mari (1:2000—1:200), pe cînd pentru rezervele de categoria C_1, planurile de calcul, se pot baza şi pe ridicări semiinstrumentale.

— Pentru rezervele de categoria B trebuie să existe date hidrogeologice, date asupra proprietăţilor fizice ale rocilor şi minereului, pe cînd pentru rezervele de categoria C_1 ele nu sînt necesare şi se dau doar informativ, dacă există, sau se iau comparativ.

Din comparaţia expusă mai sus reiese clar nesiguranţa ce o prezintă rezervele de categoria C_1 şi erorile la care pot conduce.

Calculul rezervelor poate prezenta erori, chiar şi pentru categorii superioare, şi datorită faptului că greutatea volumetrică nu este stabilită riguros printr-una din metodele existente, ci este luată empiric, şi pentru că în calculele respective nu se ţine cont de umiditatea naturală a zăcămintelor. Greutatea volumetrică poate conduce la erori în plus sau în minus, referitoare la tonajul de minereu şi cantitatea de metal aferentă calculată. Neutilizarea în calcul a umidităţii conduce la aprecierea în plus a calităţii minereului, datorită faptului că analiza chimică se efectuează pe minereul uscat şi conţinuturile stabilite se referă la un atare minereu.

Pentru rezervele de categoria C_2, care şi ele deseori servesc ca bază de planificare a producţiei, erorile sînt şi mai mari, rezervele fiind bazate cînd se calculează, pe date mult mai puţine decît în cazul rezervelor C_1 şi chiar pe simple premize geologice.

Mai mult chiar dacă mai adăugăm la cele de mai sus, şi erorile de calcul inerente într-o asemenea operaţie (erori care se pot datora de exemplu variabilităţii caracteristicilor zăcămîntului), cît şi faptul că cifrele sînt luate ca mediu pe întreg zăcămîntul, nu analizate pe fiecare unitate geometrică de calcul ţinînd cont şi de destinaţia industrială şi gradul de pregătire pentru exploatare a rezervelor, ne putem da seama cu cît se poate amplifica imprecizia şi erorile menţionate.

Sînt destul de frecvente cazurile cînd rezervele de categoria C_1 prezintă conţinuturi mai mari ca cele de categoria B. din acelaşi zăcămînt şi cantitativ fiind mult mai multe, în stabilirea parametrilor medii au o influenţă mare. Aceşti parametri astfel stabiliţi, pe ansamblul zăcămîntului şi utilizaţi ca atare în planificarea producţiei, nu fac altceva decît să ducă la nerealizarea planului de producţie sau la dirijarea exploatării în mod neraţional, întrucît indică cifre referitoare la cantitatea şi calitatea substanţei utile, neconforme cu realităţile existente în porţiunile care se extrag, sau sînt posibile de extras.

Planificarea producţiei în condiţii normale ar trebui să se facă în modul următor :

a) Să se stabilească iniţial rezerva exploatabilă şi cea neexploatabilă, aceasta din urmă ieşind din analizele ulterioare.

b) Din rezervele exploatabile să se stabilească, care sînt pregătite pentru exploatare sau care pot fi pregătite în condiţii normale, pînă cînd sînt planificate pentru intrarea în exploatare.

c) Din rezervele de la punctul *b*) să se aleagă acelea care au un grad de cunoaştere avansat (referindu-ne la toate caracteristicile) adică sînt încadrate la categoria B. sau A.

d) Pentru rezervele stabilite la punctul c) adică rezerve exploatabile, pregătite pentru exploatare şi minimum încadrate în categoria B se va calcula rezerva industrială.

e) Din rezervele industriale stabilite la punctul d) se vor alege acele unităţi geometrice de calcul, care combinate în decursul perioadei pentru care se planifică producţia, corespund cerinţelor sau mai bine spus necesităţilor existente. Bineînţeles ele trebuie alese de aşa manieră, încît să nu conducă la greutăţi în timpul exploa-

tării, sau cheltuieli inutile din cauza poziției ce o ocupă în zăcămînt.

Prin aceasta se înțelege, ca unitățile geometrice de calcul să nu fie răspîndite în toată mina, ci grupate pe anumite orizonturi, în așa fel încît organizarea extracției, transportului, aerajului, dirijării energiei necesare pentru desfășurarea lucrărilor, să se poată organiza cu cheltuieli minime, și cît mai rațional. De asemenea să nu rămînă porțiuni de zăcămînt izolate în zone exploatate, pentru extragerea cărora în viitor ar necesita cheltuieli mari (întreținerea de galerii mari, sau redeschiderea acestor galerii, montarea din nou de conducte de aer comprimat, aeraj, sau lăsarea acestora fără a fi utilizate ci doar întreținute pentru o utilizare viitoare etc.), sau ne-am găsi în viitor în imposibilitatea tehnică de a le extrage.

Dacă nu se vor exploata unitățile geometrice de calcul al rezervelor în totalitate, planificarea producției se va face ținînd cont numai de porțiunile ce se vor exploata, în acest caz neutilizînd cifrele medii stabilite, pe unitatea geometrică de calcul, ci se va face un calcul nou pentru porțiunile respective.

De reținut ca o sinteză a celor de mai sus, că în mod greșit se procedează cînd se planifică producția pe ansamblul rezervelor geologice calculate, neținînd cont de alte criterii.

Corect, planificarea trebuie să se facă pe rezerve de categorii superioare, apte pentru exploatare, adică de la categoria B în sus (pentru grupele I—IV de zăcăminte) și din acestea numai utilizînd pe acelea care sînt exploatabile și sînt sau pot fi pregătite în timp util pentru exploatare.

La acestea din urmă cantitatea și calitatea substanței utile nu se ia cea stabilită geologic, ci se calculează rezerva industrială. Aceasta din urmă se va stabili cantitativ înmulțind rezerva geologică *) cu coeficientul de extracție planificat, iar calitativ înmulțind conținuturile geologice pentru fiecare metal în parte **), cu coeficientul respectiv de diluare planificat.

In același timp trebuie de reținut că mergînd pe principiul expus mai sus, trebuie an de an pregătite pentru anii viitori porțiuni de rezervă care să întrunească criteriile unei juste planificări, în același timp respectînd necesitățile existente ale industriei cît și dirijarea rațională, tehnică și cu minimum de cheltuieli ale procesului de exploatare atît în momentul actual, cît și în viitor.

Cantitatea de rezerve care trebuie pregătită în acest sens, se stabilește pentru fiecare unitate minieră în parte, în funcție de condițiile specifice existente și în general trebuie să asigure producția fixată pe cca. $1\frac{1}{2}$ ani.

Procedeul expus mai sus este utilizabil în planificarea producției de an cu an. Pentru întocmirea planurilor de perspectivă a producției, adică aprecierea pe o perioadă mai lungă a acesteia, trebuie utilizată și rezerva de categoria C.

In acest sens mersul planificării va fi același expus mai sus, cu excepția că se vor introduce la rezerva industrială o serie de coeficienți care să corecteze cantitatea și calitatea substanței utile, conform celor constatate în timp la promovarea rezervelor din categoria C_1 în categoria B sau A adaptați conform situației și poziției actuale a rezervelor în zăcămînt.

Pînă la introducerea unei planificări corecte și a pregătirii datelor în acest sens, planificarea de an cu an totuși trebuie să se efectueze luînd în considerare și rezervele de categoria C_1. In acest caz însă nu se vor lua în considerare decît acele rezerve de categoria C_1 care sînt minimum deschise pe o latură. Desigur, rezerva utilizată va fi cea industrială. Pentru a utiliza însă date cît mai aproape de realitate, se vor organiza abataje experimentale, executate corect, pe aceste rezerve de categoria C_1 și se vor scoate coeficienții de corecție care vor fi aplicați rezervei industriale respective destinată exploatării și corectată; în acest fel, rezerva va fi luată ca bază în planificare.

Față de cele prezentate pînă acum, se ridică și problema utilizării, în planificarea producției, a cifrelor rotunjite. Este clar că un calcul de rezerve chiar corect făcut și rezerva fiind în categorii superioare, prezintă totuși o aproximație. Utilizarea cifrelor așa cum au ieșit din calcule nu-și are rostul și în general nu face decît să îngreuneze operațiile de calcul.

Rotunjirea acestor cifre este pe deplin justificată, și nu se poate afirma că ar conduce la erori.

Criteriile de rotunjire se fixează de către cei interesați prin dispoziții speciale.

Pentru urmărirea desfășurării unei exploatări raționale, calculul rezervelor — în afara scopurilor care îi revin, care reies din cele expuse mai sus și care rezumativ constau în oferirea de date pentru programarea de așa manieră a producției încît să se respecte conținutul mediu al zăcămîntului și respectiv să se efectueze o exploatare în totalitate a substanței utile și nu preferențială — mai servește și ca cifră de comparare în vederea stabilirii dacă extracția propriu-zisă se execută corect și judicios. Această comparare se efectuează între cantitatea și calitate rezervelor existente în porțiunea excavată și cantitatea și calitatea rezervelor extrasă de fapt din această porțiune (tonajul de minereu intrat la stația de preparare și conținuturile originale ale acestuia).

Din compararea acestora, utilizînd o serie de formule existente, se scot diverși coeficienți — ca: coeficient de extracție, de diluare — se poate stabili cantitatea de minereu pierdută și sterilul adaos prin extracție față de minereul calculat

*) Rezerva geologică calculată strict numai pentru porțiunea care se va exploata.

**) Idem.

zăcămînt etc. Dacă aceste date corespund planificărilor fixate, extracţia se execută în mod corect ; în caz contrariu, dacă există o diferenţă necorespunzătoare, datele rezultate indică, care anume operaţie din procesul de extracţie se execută incorect şi se pot lua măsurile necesare de remediere.

Urmărirea din acest punct de vedere al exploatării raţionale, s-a efectuat pînă în prezent la noi în mod defectuos şi nu a condus la date concludente.

Afirmaţia de mai sus se sprijină pe următoarele :

a) Cifrele referitoare la cantitatea şi calitatea substanţei utile în zăcămînt, care au servit ca bază de comparaţie, au fost luate ca cifre medii, utilizînd datele referitoare la unităţile geometrice de calcul în totalitate. La aceasta se mai adaugă şi faptul că la rezervele respective, după ce se iau cifrele medii generale ale lor, şi acestea sînt aproximative, rezervele fiind de categorii inferioare.

b) Luarea probelor din minereul de la preparare (pentru stabilirea conţinuturilor orginale) nu a fost făcută sub conducerea aceleiaşi persoane care a executat şi probarea în zăcămînt şi ca atare poate interveni oarecare subiectivism, neexistînd un principiu unitar, atît în recoltare cît şi în analizarea probelor.

c) Aprecierea asupra coeficienţilor obţinuţi din calculele făcute în baza datelor existente se face subiectiv, neexistînd atare coeficienţi planificaţi riguros iniţial, care să servească ca bază de comparare.

d) În cazul cînd s-a constatat chiar aşa, apreciind subiectiv, cum s-a arătat mai sus, anumite neconcordanţe ale acestor coeficienţi, nu s-a făcut o analiză detaliată, bazată pe calcule riguroase, din care să reiasă cauzele acestor neconcordanţe şi să se poată lua măsuri de remediere.

Urmărirea corectă din acest punct de vedere a exploatării raţionale trebuie să se efectueze astfel :

a) Recoltarea probelor şi ulterior prelucrarea şi analizarea atît din zăcămînt, cît şi din minereul de la staţia de preparare, să se efectueze sub conducerea aceleiaşi persoane, cel mai competent fiind geologul respectiv. În acest fel datele de bază utilizate în calcule vor fi cît mai corecte.

b) Cantitatea şi calitatea substanţei utile existentă în zăcămînt în porţiunea excavată să fie calculată cu datele finale, obţinute în urma unei analize detaliate a ultimelor rezultate, prin cartarea şi probarea zăcămîntului în timpul excavării.

c) În cazul cînd se constată că coeficienţii stabiliţi sînt depăşiţi în mod necorespunzător, să se analizeze temeinic cauzele şi să se ia măsurile de remediere.

Executarea în mod corect a acestor operaţii va conduce la stabilirea de date reale şi, în acest fel, se va putea efectua o apreciere cît mai corectă asupra modului în care se execută operaţia de extracţie propriu-zisă şi transportul substanţei extrase pînă la staţia de preparare.

O nouă instalaţie de măcinat talc la Hunedoara

Ing. Gh. Nicorescu

Deşi cantităţile de talc şi steatit ce se consumă anual în ţară cît şi la export nu sînt mari, totuşi utilizările variate ale acestora impun o livrare atentă, din punct de vedere al compoziţiei chimice, culorii granulaţiei.

Astfel, pentru industria izolanţilor electrici şi în general a ceramicii, talcul sau steatitul livrat trebuie să aibă un conţinut foarte redus de oxid de fier, mangan, cupru şi calciu.

În industria cauciucului şi a cablurilor contează mult granulaţia şi conţinutul de oxid de calciu. În industria insecticidelor o deosebită importanţă are granulaţia talcului fără a avea vreo influenţă mare compoziţia chimică sau culoarea, pe cînd la talcul folosit în industria textilă sau de săpunuri, culoarea va trebui să fie neapărat albă.

În industria farmaceutică se cer condiţii speciale privind compoziţia chimică, culoarea şi granulaţia. Alte proprietăţi trebuie să îndeplinească talcul livrat pentru industria metalurgică, uşoară etc.

Pentru talcul sau steatitul destinat exportului, calitatea trebuie mult îmbunătăţită.

Pentru a se îmbunătăţi livrarea talcului şi a steatitului, s-a întocmit un plan de sistematizare a întreprinderii de talc din Hunedoara, care încă din primul cincinal a început să fie pusă în funcţiune, constituindu-se o nouă instalaţie de măcinat talc şi în faza a doua urmînd a fi completată cu o instalaţie de îmbunătăţire a compoziţiei chimice a talcului pe cale umedă.

Noua instalaţie de măcinat talc a fost pusă în funcţiune în 1955.

În general, procesul de producție în instalație este mecanizat.

Vagonetele încărcate cu talc sînt descărcate de pe linia de garare ce trece deasupra silozului subteran. Din siloz, talcul este transportat cu vagoanele printr-o galerie și estradă, pînă la silozul concasorului.

Această porțiune poate fi ulterior mecanizată,

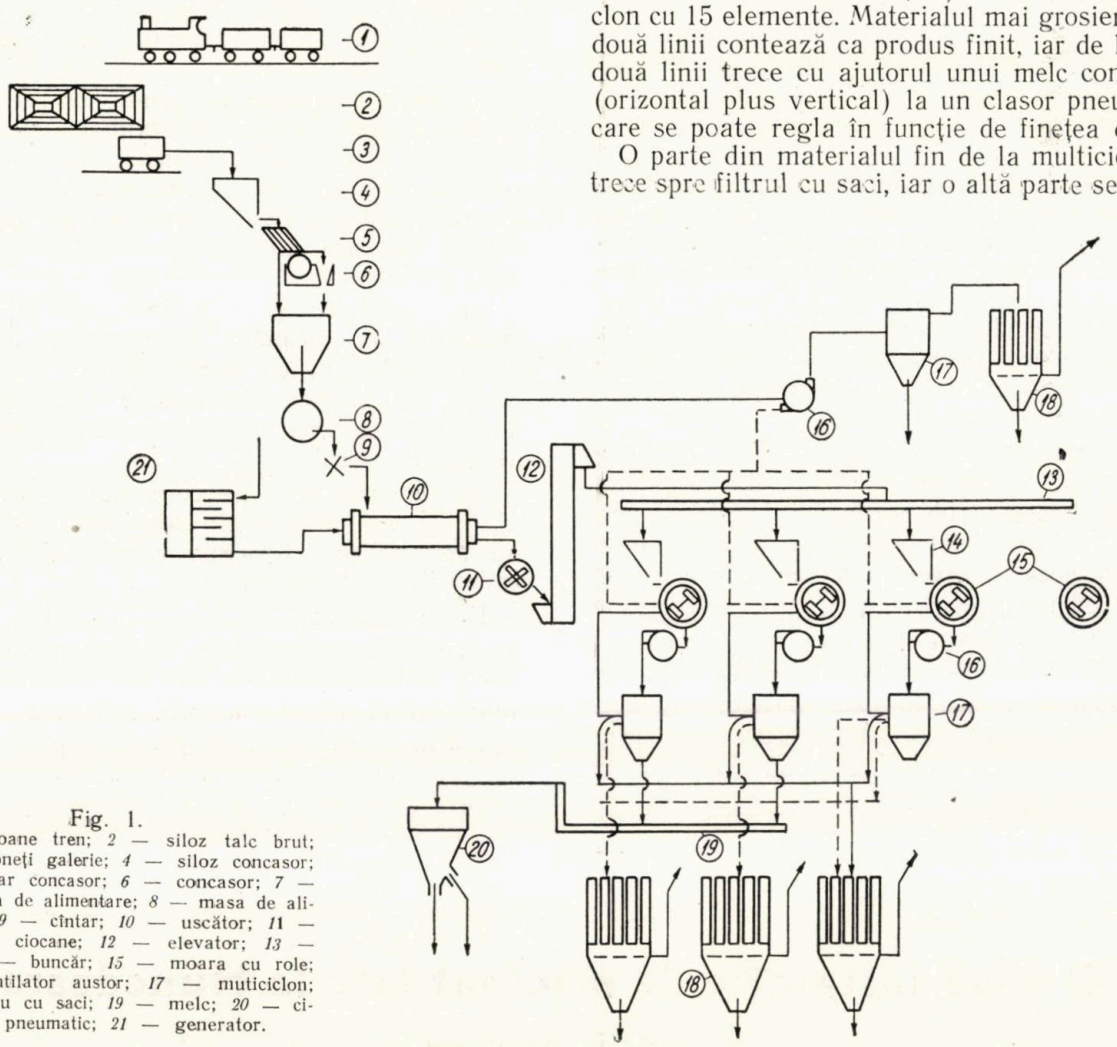


Fig. 1.

1 — vagoane tren; *2* — siloz talc brut; *3* — vagoneți galerie; *4* — siloz concasor; *5* — grătar concasor; *6* — concasor; *7* — siloz masa de alimentare; *8* — masa de alimentare; *9* — cîntar; *10* — uscător; *11* — moara cu ciocane; *12* — elevator; *13* — melc; *14* — buncăr; *15* — moara cu role; *16* — ventilator austor; *17* — muticiclon; *18* — filtru cu saci; *19* — melc; *20* — ciclon pneumatic; *21* — generator.

la o mărire a producției, punînd în funcțiune o bandă de transport.

Din silozul concasoral talcul trece pe un grătar de 100 mm cu ajutorul unui alimentator cu lanț Ross, iar refuzul la un concasor care îl sfărîmă pînă la 30 mm, talcul depozitîndu-se într-un siloz.

De aici, printr-o masă de alimentare rotativă și un cîntar automat, talcul este trecut într-un uscător tambur, care funcționează cu aer cald produs de două generatoare de aer cald funcționînd cu cărbune inferior.

Talcul uscat se scurge din uscător la o moară cu ciocane, care îl sfărîmă pînă la dimensiunea de 10 mm. De aici, cu ajutorul unui elevator și al unui suete orizontal, talcul este repartizat la cele 4 silozuri ale morilor cu role de tip Loesche.

Cu ajutorul maselor de alimentare a morilor cu role talcul este introdus pe o masă rotativă pe care se rotesc și două valțuri, măcinînd materialul.

Talcul grosier este refuzat, iar cel mai fin este preluat de clasorul pneumatic al morilor. Cel care trece prin șicanele clasorului este aspirat de un exhaustor de 3 000 m³/h și refulat în multiciclon cu 15 elemente. Materialul mai grosier de la două linii contează ca produs finit, iar de la alte două linii trece cu ajutorul unui melc combinat (orizontal plus vertical) la un clasor pneumatic care se poate regla în funcție de finețea dorită.

O parte din materialul fin de la multicicloane trece spre filtrul cu saci, iar o altă parte se recirculează în morile cu role pentru a produce în mori o tulbureală, necesară vehiculării talcului de către exhaustoare.

Fluxul tehnologic este destul de simplu, însă faptul că transportul și clasarea talcului se fac pe cale pneumatică, precum și că condițiile de lucru sînt variate (umiditate, granulație, uzură etc.), face ca să se ivească o serie de probleme, iar conducerea procesului tehnologic să fie destul de dificilă.

Umiditatea talcului produce o serie de neajunsuri, ca : blocarea talcului pe conducte, mai ales dacă acestea nu au secțiune circulară, randamente scăzute la măcinare, înfundarea sacilor filtru, înfundarea multicicloanelor. În afară de acestea se produc suprasarcini la motoare și aerul refulat de exhaustoare, împreună cu talcul sau fără acesta, caută alte căi decît cele normale,

producînd ulterior, cînd se macină talc uscat, praf foarte mult, dăunător muncitorilor care lucrează în instalaţie.

Deşi talcul are duritatea cea mai mică în scara Mohs, totuşi s-a constatat că rotoarele exhaustoarelor şi chiar carcasele se uzează foarte mult şi în timp scurt, producînd randamente scăzute, granulaţie variată şi condiţii inegale de lucru cu celelalte exhaustoare montate în paralel.

Granulaţia se poate regla de la valţurile morilor cu role prin aşezarea acestora mai mult sau mai puţin pe masa rotativă de sfărîmare. Totuşi, granulaţia poate fi reglată mai bine prin obturarea într-o mică sau mai mare măsură a conductei de aspiraţie şi recircuitare sau prin variaţia cilindrului de obturare de la clasorul pneumatic. Fineţea care se poate obţine ajunge pînă sub 5% reziduu pe sita de 10 000 ochiuri pe cm^3.

Se constată şi o îmbunătăţire a calităţii talcului din punct de vedere al procentului micşorat de la 0, ţinîndu-se seama că dolomitul, cuarţul (sau alte impurităţi) au tării mai mari decît talcul. În R.D.G. se fac încercări pentru obţinerea unui talc cu conţinut redus de oxid de calciu prin clasare pneumatică.

Utilajele pentru instalaţia de măcinat talc din Hunedoara-Zlaşti sînt în cea mai mare parte prototipuri construite pentru prima oară în ţară la noi. Pentru acest motiv a fost necesar să se facă anumite rectificări privind calitatea materialului la piesele cu uzură mai mare (oţeluri), sistem de ungere şi rulmenţi.

De asemenea, au fost necesare modificări pentru ca înlocuirea pieselor de uzură, curăţirea aparatelor de clasare şi controlul circuitului de aer şi talc să se facă cît mai rapid.

S-a simţit nevoia ca şi fluxul tehnologic să fie modificat şi în continuare se mai aduc şi alte îmbunătăţiri.

Astfel, de la cele patru linii de măcinare, aerul cu praful de talc fin era colectat de o conductă comună spre filtrul cu saci, ceea ce produce dezavantaje la necesitatea de a produce calităţi diferite, iar liniile se influenţau dezavantajos, nelucrînd niciodată în condiţii egale. Separarea s-a făcut prevăzîndu-se cîte un filtru pentru fiecare linie.

Pentru a se elimina dezavantajul de a se recircuita aerul şi talcul cel mai fin din nou în morile cu role, se refulează aerul cald de la ventilatorul uscătorului. În acest caz va creşte şi randamentul de măcinare şi se va crea posibilitatea de a se recupera talcul fin.

Pentru a se elimina uzura exhaustoarelor se va încerca să se monteze acestea după multiciclon, aspirîndu-se talcul din morile cu role şi multiciclon. În acest caz, prin ventilatoare nu va mai trece toată cantitatea de talc, ci numai praful fin ce este refulat către filtrul cu saci.

În cazul cînd talcul are o umiditate mai mare de 10%, temperatura în uscător va trebui majorată la peste 120°, în care caz ventilatoarele care aspiră aer cald din uscător şi cele două generatoare nu lucrează în condiţii optime. Pentru a se îmbunătăţi uscarea s-a racordat şi ventilatorul de la încălzirea centrală a instalaţiei la uscător, refulîndu-se aerul cald care este preluat de ventilatorul uscătorului.

Alte modificări de detaliu la instalaţie vor asigura o funcţionare şi mai bună reuşind a se produce calităţi mai superioare. Este necesar însă ca instalaţia să fie supravegheată în continuare, iar indicatorii economici şi tehnici obţinuţi în anumite condiţii de lucru să fie notaţi şi comentaţi pentru a se putea formula concluzii, care vor folosi la noi îmbunătăţiri ale procesului de producţie.

Totodată, se mai impune să se revizuiască STAS-ul pentru talc şi steatit, ţinîndu-se seama că astăzi se pot livra produse superioare şi variate, iar consumatorii să analizeze mai temeinic condiţiile pe care trebuie să le îndeplinească talcul pe care-l folosesc în reţeta de fabricaţie.

Ţinîndu-se seama de rezervele de talc şi steatit care se găsesc atît în regiunea Lelese Cerişor din Hunedoara cît şi în regiunea Marga — Voislova — Rusca şi altele, cît şi de calitatea acestora, vor trebui intensificate şi coordonate studiile privind utilizarea steatitului şi a talcului în diferite industrii, folosind şi colaborarea tehnică a ţărilor de democraţie populară şi totodată dezvoltînd exportul acestor materiale într-o serie de ţări care nu posedă zăcăminte de steatită şi talc de calitatea celor din zăcămintele noastre.

Un reactiv de flotație pe bază de produse reziduale din industria petrolului

— Petrolatum oxidat —

Ing. S. Pașcovici, ing. Gh. Pascalide

La distilarea în vid a păcurii se obțin diferite fracțiuni de uleiuri parafinoase. La această distilare fracțiunile IV și V conțin produsul rezidual petrolatum, alături de uleiurile minerale care se extrag și purifică prin diverse procedee.

Petrolatum-ul este un amestec de parafine, izo-parafine, cerezină și ulei.

Parafinele normale conținute în petrolatum au lanțul hidrocarbonat cuprins între C_{22}—C_{28}, amestecate în diverse proporții.

Cerezina sau ceara de pământ se compune în cea mai mare parte din *n*-parafine superioare cu lanțul hidrocarbonat cuprins între C_{35}—C_{50}.

Uleiurile de uns conțin hidrocarburi cu 20—50 atomi de carbon în moleculă.

Structura lor nu se cunoaște în amănunt, dar se știe că moleculele conțin două sau mai multe inele și o catenă alifatică.

Prin oxidarea petrolatum-ului în prezența permanganatului de potasiu, drept catalizator, cu ajutorul oxigenului din aer, rezultă un amestec de produse oxidate (acizi grași, alcooli etc.) și eventual produse reziduale neoxidate din amestecul inițial (cerezină, *n*- și *izo*-parafine și ulei).

În alte state, produsul petrolatum (neoxidat) este încadrat calitativ în diferite standarde de stat sau norme interne.

În Uniunea Sovietică GOST-ul 4096/54 prevede două tipuri de petrolatum:

a) petrolatum purificat cu acid sulfuric (P_k),

b) petrolatum curățit selectiv (P_s),

și fixează următoarele probe și limite calitative pentru admisibilitate (tabela 1).

Tabela 1

Denumirea indicilor	Norme după tipuri		Metode de încercare
	P_K	P_S	
1. Culoare	Cafeniu deschis		
2. Punct de picurare în °C, min.	55	55	GOST 6793—53
3. Incercare la coroziune	Rezistă		GOST 5757—51
4. Indice de aciditate în mg/KOH/g de petrolatum, max.	0,1	0,1	GOST 5985—51
5. Reacția	Neutră		GOST 6707—53
6. Conținut în incluziuni mecanice, % max.	0,04	0,03	GOST 7370—52
7. Conținut în apă, % max.	1	lipsă	GOST 1044—41
8. Conținut în fenol, % max.	—	0,002	GOST 1057—41
9. Temperatura de aprindere °C, min.	250	240	GOST 4333—43

La noi în țară produsul nu este standardizat, iar livrările se fac în baza unei norme interne.

Pentru folosirea unui produs de acest tip în practica de flotație, se pune problema trecerii lui în soluții apoase și în acest sens, după oxidare (petrolatum-oxidat) se trece la neutralizarea parțială sau totală a acizilor grași formați, cu hidroxid de sodiu.

Săpunurile de sodiu astfel obținute au rolul de emulgatori ai acizilor grași eventual nesaponificați și probabil a resturilor oxidate parțial sau neoxidate.

Un asemenea produs folosit la flotația unor elemente oxidice greu flotabile are următoarele caracteristici:

— culoarea	cafeniu deschis
— aspect	pastă vîscoasă de tipul unsorilor consistente.
— indice de aciditate	10,06 mg KOH/g.
— indice de saponificare	47,45 mg KOH/g
— alcalinitate totală	98,19 mg KOH/g
— soluția 1% are reacție alcalină (pH = 9).	

În scopul obținerii unui produs indigen cu proprietăți fizico-chimice apropiate de ale produselor similare străine, s-a trecut la o serie de încercări avînd la bază aceeași materie pri-

mă: petrolatum-petrolatum oxidat, din producţie industrială indigenă.

Precizăm că oxidarea hidrocarburilor parafinice se realizează parţial sau total, în funcţie de regimul de lucru adoptat şi scopul pentru care se fabrică produsul respectiv.

Obţinerea în laborator sau pe scară industrială a unor produse de tipul petrolatum oxidat, emulsionabil, de compoziţie perfect identică cu a produselor similare străine, nu este posibilă, fără să fie exclusă totuşi posibilitatea realizării unor produse cu proprietăţi fizico-chimice asemănătoare, legate de prepararea minereurilor prin flotaţie.

Trebuie amintit că produsele petrolifere finite, intermediare sau reziduale, au caracteristici fizico-chimice condiţionate de tipul petrolului brut iniţial.

În acest sens petrolul romînesc se clasifică între tipul parafinos pensylvanic şi cel naftenic rusesc.

După oxidarea parţială sau totală a parafinelor, se pot face o serie întreagă de variante cu produse pentru care I_A (indicele de aciditate) rezidual, I_S (indicele de sponificare) şi alcalinitatea totală, au diferite valori şi se găsesc în diferite rapoarte unul faţă de celălalt în funcţie de tipul minereurilor asupra cărora se fac încercări.

Pentru realizarea unui anumit tip de produs cu proprietăţi finale asemănătoare celor străine, considerînd cazul produsului petrolatum, am socotit că următoarea cale în sensul preparării unui reactiv de flotaţie corespunzător, poate duce la rezultate bune:

1) oxidarea totală a parafinelor la acizi graşi şi în continuare prepararea de produşi cu diferiţi indici de aciditate şi saponificare;

2) oxidarea parţială a parafinelor şi apoi neutralizarea acizilor graşi ca în cazul anterior, cu obţinerea de produşi cu diferiţi indici de aciditate şi saponificare;

3) oxidarea parţială sau totală a parafinelor cu diferite adaosuri la materia primă supusă oxidării, pentru a micşora cantitatea iniţială de parafine.

Realizarea variantelor indicate mai sus şi definitivarea concluziilor teoretice şi practice pentru fabricarea unui produs corespunzător, nu se poate face decît prin încercări paralele de flotaţie, în cadrul cărora să se încerce pentru fiecare din variantele amintite, produşi care menţin la valori constante unii indici de control chimic şi-i variază succesiv pe ceilalţi.

La încercările efectuate în Institutului de Cercetări Miniere, s-a folosit ca materie primă un petrolatum oxidat, prelucrat în cadrul industriei chimice, cu următoarele caracteristici chimice iniţiale:

I_A=67,50 mg. KOH/g ;
I_S=170 mg. KOH/g ;
alcalinitatea totală=3,72 mg KOH/g.

De la început, în legătură cu materia primă putem face următoarele observaţii: creşterea in-

Tabela 2

Proba nr.	% greutate			Caracteristici chimice			Observaţii
	Petrolatum	Hidroxid de sodiu	Apă	I_A în mg KOH/g	I_S în mg KOH/g	Alcalinitate totală în mg KOH/g	
1	100	4,75	19	—	—	—	Produsul obţinut este lipicios, greu emulsionabil şi nu are aspectul unei unsori consistente. De aceea nu i s-au determinat caracteristicile chimice.
2	100	4,75	131	8,65	70,19	29,52	Produsul obţinut are aspectul unei unsori consistente.
3	100	7,15	131	2,69	58,19	39,15	Produsul obţinut are aspectul unei unsori consistente.
4	100	7,15	19	—	—	—	Produsul este lipicios şi greu emulsionabil, fapt pentru care nu s-a socotit necesar să se determine I_A, I_S şi alcalinitatea totală.
5	100	9,50	160	20,72	35,35	64,34	Produsul are aspectul unei unsori consistente, uşor emulsionabil.

dicilor de aciditate este legată de creşterea simultană a indicilor de saponificare, ceea ce presupune o esterificare a acizilor obţinuţi pe parcursul oxidării la o anumită fază, cu alcoolii formaţi ca produşi intermediari, pentru aceeaşi fază, înainte de trecerea acestora la acizii corespunzători.

Presupunem acest lucru (esterificarea acizilor cu alcoolii) condiţionat de variaţiile cantitative ale componenţilor materiei prime, deşi condiţiile de oxidare sînt menţinute la un regim constant în ceea ce priveşte : temperatura, debitul de aer etc.

Probele efectuate se încadrează la punctul 1 şi 2 al căilor de încercări amintite mai sus (oxidarea totală sau parţială a parafinelor la acizi graşi şi prepararea de produşi cu diferiţi indici de aciditate şi saponificare) şi sînt cuprinse în tabela 2.

Din datele analitice ale probelor amintite mai sus, în vederea realizării unui reactiv de flotaţie eficace, pe bază de petrolatum oxidat, precizăm următoarele:

— pentru obţinerea unui produs emulsionabil în apă, se face neutralizarea acizilor graşi cu o cantitate de hidroxid de sodiu în exces, (dublă sau mai mare) faţă de necesarul calculat în raport cu indicele de aciditate.

— hidroxidul de sodiu introdus pentru obţinerea săpunurilor acizilor graşi rezultaţi prin oxidarea parafinelor iniţiale, pe lîngă rolul de agent de neutralizare, mai are şi rolul de agent de hidroliză al esterilor din produsul iniţial (petrolatum oxidat).

Se observă că prin mărirea cantităţilor de hidroxid de sodiu 4,75% în greutate, faţă de petrolatum-ul oxidat la proba 2, pentru un produs cu:

I_A=8,65 mg KOH/g ;
alcalinitate totală=20,52 mg KOH/g,

se ajunge în proba 5, la un produs cu:

I_A=2,072 mg KOH/g ;
alcalinitate totală=64,34 mg KOH/g,

după folosirea unei cantităţi de hidroxid de sodiu de 9,50% în greutate faţă de de petrolatum-ul oxidat.

În aceeaşi măsură indicele de saponificare (cantitatea de acizi esterificată), scade de la 70,19 (proba 1) la 35,35 (proba 5).

Hidroxidul de sodiu introdus într-un exces mai mare este de preferinţă consumat în sensul hidrolizei esterilor şi apoi în sensul neutralizării acizilor liberi din amestec.

Exemplu : la 7,15% în greutate NaOH în exces faţă de acizii liberi din petrolatum oxidat, la proba 3, cu I_A=2,69 mg KOH/g, la 9,5% în greutate NaOH la proba 5, I_A=2,072 mg KOH/g.

Se observă deci că scăderea indicelui de aciditate nu prezintă o proporţionalitate în funcţie de excesul de hidroxid de sodiu.

Fiind vorba de un produs rezidual din industria petroliferă — petrolatum — a cărui compoziţie variază de la caz la caz, socotim că cinetica celor 2 tipuri de reacţii care au loc : neutralizarea acizilor liberi şi hidroliza esterilor, rămîne la aprecierile teoretice generale, fără ca să se poată face o particularizare pentru acest caz şi să se ajungă la rezultate mai precise pentru practică.

În încheiere, realizarea unui reactiv de flotaţie cu proprietăţi colector—spumante, utilizat la flotarea minereurilor oxidice şi anumitor minerale nemetalifere, se poate obţine astfel :

— petrolatum oxidat { I_A= 65— 70 mg KOH/g; I_S=170—180 mg KOH/g; alc. totală=3—5 mg KOH/g
— NaOH: 12% în greutate faţă de petrolatum oxidat; ;
— apă: 160% în greut., de asemenea faţă de petrolatum oxidat.

In prezent au mai fost iniţiate încercări de utilizare a acestui reactiv la flotarea feldspatului, ilmenitului şi zirconiului, ca şi al minereurilor de fier şi mangan.

Recenzii

HENRI şi GENEVIEVE TERMIER: Tratat de geologie : Evoluţia litosferei II Orogeneza, Două fascicole, 940 pag., Masson et C-ie, Paris, 1956.

Primul volum al acestui nou tratat de geologie a fost recenzat în nr. 1 din ianuarie 1957 al Revistei Minelor. Intre timp au sosit cele 2 fascicule ale orogenezei ce examinează structurile continentelor în general şi ale regiunilor mai aprofundat cercetate. 49 de tabele şi 152 de figuri constituie un atlas de geologie structurală.

Intrucît din descrierea structurii unor continente îndepărtate nu putem reţine decît prea puţine exemple de interes imediat pentru cititorii romîni, vom insista, recomandîndu-le pentru citire atentă, în special Cap. II intitulat: *„Introducere în analiza structurală"* (pag. 38—138) şi partea VI (pag. 843—860) *„Incercare de megatectonică"*.

Iată subtitlurile acestui capitol care enumeră tipurile de fenomene: Tectonica soclurilor; Scurgerea (alunecarea) rocilor; Tectonica de acoperire; Tectonica de cuvertură; Tectonica casantă (rupturală); Flexuri; Tectonica seriilor subsidente; Tectonica din timpul metamorfismului regional; Tectonica infrastructurilor; Gruparea cutelor; Mişcări verticale şi mişcări tangenţiale.

Din această înşiruire de titluri, reiese că autorii insistă în deosebirea fenomenelor ce dau naştere unor tipuri de structuri distincte, în funcţie de condiţiile în care se aplică forţele orogenice în diversele momente, deci în funcţie de condiţiile ciclului geologic.

Ele sînt puse în special în raport cu nivelul de adîncime care corespunde în mare cu gradul de consolidare al materialului şi depinde de presiunea litostatică.

Tectonica solurilor se produce la mare adîncime, manifestîndu-se prin ridicări în bloc: cute de adîncime sau ascensiune isostatică a unor reliefuri înalte.

Scurgerea sau alunecarea rocilor afectează din contră numai o zonă de suprafaţă şi o serie de structuri pot fi interpretate ca o consecinţă a acestor deplasări recente (din timpul periglacialului), ca răsturnarea capetelor de strat sau structurile de prăbuşire (Collapse), aceleaşi alunecări din perioadele de sedimentare pe taluzul continental cînd s-au produs prin curgere îngrămădiri discordante sau acumulări dezordonate. Structura Apeninului, în concepţia geologilor Migliorini, Beneo, Trevisan, serveşte drept exemplu ce ilustrează asemenea alunecări din timpul Terţiarului vechi şi Miocenului.

Tectonica de cuvertură, competentă, disarmonică în pînză de diverse genuri, înglobează stilurile clasice de cutare.

Tectonica prin rupturi, cuprinde — pe lîngă toate cazurile de falii — şi stilul saxon sau germanotip (după Stille şi Lotze) cu diapire şi ecseme.

Subsidenţa legată de alunecări şi tasări condiţionează dispoziţii de formaţiuni ce au putut fi analizate în special în bazinele carbonifere.

Tectonica din timpul metamorfismului regional este intermediară între tipul ce caracterizează zonele de subsidenţă şi infrastructurale. Evoluţia stării de consistenţă permite diverselor terenuri să păstreze urmele deformaţiilor şi microcutărilor.

Capitolul de analiză structurală se termină cu discutarea concepţiilor orogenice, care atribuie un rol precumpănitor mişcărilor tangenţiale sau deplasărilor verticale.

Se marchează legătura dintre aceste două mişcări prin exemplul cutelor diapire şi a tectonicii de scurgere, în care cele două componente sînt active.

De asemenea, mişcările epirogenice şi cele orogenice se deosebesc numai prin stil.

Mişcările verticale sînt fenomene continue de lungă durată fără faze paroxismale: ridicări în bloc, subsidenţă ce determină alunecări gravitaţionale.

Aceasta este cauza pentru care unii geologi neagă existenţa fazei orogenice.

Totuşi, fazele orogenice, în număr de 50 după Stille, arată că există variaţii bruşte la anumite timpuri. Henri Termier le atribuie unor momente de schimbare în plasticitatea materialului. Este deci corect să se considere evoluţia orogenică ca un continuu în care apar momente de discontinuitate.

In partea finală, a şasea, intitulată: *„Incercare de megatectonică"* subcapitolul central cuprinde o încercare de clasificare a orogenelor. Unitatea evoluţiei orogenetice o constituie succesiunea evenimentelor denumită de H. şi G. Termier „drama".

Aceste succesiuni se pot distinge şi aşeza într-o ordine după tipul zonei de slăbiciune care le-a declanşat, după comportarea Vorlandului şi gradul de consolidare atins de crustă la nivelul orogenelor.

Un grup de zone de slăbiciune comportă fisuri, flexuri, grabene şi fose. Al doilea grup, al orogenelor propriu-zise denumite „normale", au o amplasare variabilă în întinderi. Uneori, sînt foarte largi ca în Africa între Ahagar şi Golful Guineea sau în orogenul circumpacific.

Grupul al III-lea îl constituie *„Orogenele alpine"* cu o sedimentare activă între două blocuri rigide ce determină mişcări tangenţiale de mare amploare, uneori foarte violente, ca în Alpi, şi alteori mai puţin vijelioase, ca în Carpaţi.

Grupa a IV-a cuprinde evoluţii care produc zone rigidizate fără ridicare de catenă.

In sfîrşit, orogenele de cuvertură, intracontinentale ce interesează pachete mai puţin adînci, cum este cazul în cutarea Munţilor Jura.

Volumul plin de erudiţie şi bazat pe o bibliografie foarte vastă, departe de a avea un caracter didactic, cuprinde punctele de vedere cele mai variate şi actuale asupra genezei structurilor la suprafaţă, în adîncime şi la toate nivelele.

Documentare

Panov A. D.: **Perspectivele tăierii cărbunelui în abatajele din stratele de mică înclinare folosind pluguri sau combine cu adîncime mică de tăiere.** Ugol (1956), nr. 8, pag. 23—30, 8 fig.

Analizînd stadiul mecanizării tăierii în Ruhr şi în Anglia, autorul studiază posibilităţile de mecanizare a tăierii în stratele de mică înclinare din Donbass. Astfel în Ruhr situaţia mecanizării este dată în tab. 1. (decembrie 1953):

Tabela 1

Abataje	Număr abataje	Lungime medie, m	Grosime medie, m	Producţia zilnică, t	Productivitate, t/p
Cu plug	50	201	1,28	458	4,96
Cu combină	73	214	1,30	365	4,10
Cu ciocar abataj	147	208	1,47	405	4,03

Analizînd folosirea combinei Donbass, a combinei cu adîncime mică de tăiere DU-1 şi a plugului KS-2, în aceleaşi condiţii, în Donbass a rezultat că pe măsura măririi frontului de tăiere productivitatea celor trei instalaţii creşte deşi viteza de avansare a abatajului scade ceva mai brusc. Cele mai bune valori le-a prezentat tăierea cu plug şi apoi cea cu combină cu front scurt de tăiere, ultima situîndu-se combina Donbass.

Trecerea la tăierea în abataj pe o adîncime mică permite o funcţionare mai ritmică a abatajului şi mai continuă în cadrul aceluiaşi ciclu. Totodată tăierea pe adîncime mică se face cu un consum specific redus de energie, dat fiind că se foloseşte atît efectul presiunii de reazem, cît şi greutatea proprie a cărbunelui. Spaţiul liber mai redus din abataj permite o mai uşoară mecanizare a susţinerii şi o funcţionare mai normală a transportorului curbiliniu. Pentru Donbass se consideră ca cca. 500 abataje din cele 1 235 pot fi trecute pe această variantă de mecanisme ce va permite ca aceste abataje să dea 60—80% din toată producţia stratelor de mică înclinare din Donbass.

Suchanek M.: **Sistemul de dispecer fără conductoare pentru cameră.** Rudy 1956, nr. 11, pag. 321—323.

Autorul descrie instalațiile de comunicații fără fir sistem Fremas și selectorul automat de radiotelefon sistem Amas. Instalația dispune de un modulator de amplitudini și permite interconectarea mai multor puncte individuale.

* * *: **Noua aparatură minieră.** The Mining Journal (1956), 12 octombrie, pag. 432—433.

Un dispozitiv seismitron fabricat în S.U.A. permite detectarea mișcării rocilor dintr-un zăcămînt. Dispozitivul propus este un stetoscop electronic ce constă dintr-un pick-up cilindric, o cutie de transformare și o pereche de căști magnetice. Greutatea sa este de 7 kg. Folosirea acestui aparat impune un manipulant cu experiență. În decursul măsurătorii, pick-upul se introduce încet într-o gaură de mină și cel mai mic sunet produs de mișcarea rocilor este transmis de către un cristal prin impulsuri electrice unui amplificator care-l transmite în cască. Se pare că acest dispozitiv va îmbunătăți condițiile de protecția muncii.

Geleskul M. N.: **Eficacitatea susținerii metalice și din beton armat în lucrările miniere de pregătire din minele de cărbuni.** Mehanizația trudoemkih i tiajolîh rabot 1956, nr. 9, pag. 14—18.

Pentru efectuarea lucrărilor de armare din minele de cărbuni sînt necesari cca. 20% din efectivul total subteran, iar consumul de lemn variază între 500 și 1 000 m³ pentru susținerea unui km galerie.

Începînd din 1947 s-a dezvoltat în U.R.S.S. susținerea metalică și din beton armat a galeriilor. În 1956, 24% din lungimea totală a galeriilor erau armate în metal și beton armat (3 800 km) și pentru cel de-al șaselea cincinal se prevede o creștere anuală de cca. 3 500 km galerie armată în acest mod.

Cea mai largă răspîndire a obținut susținerea metalică elastică din profil special și cadrele cu stîlpi tubulari de beton armat și grindă metalică. Susținerea metalică se face din profil special cu o greutate de 18—28 kg/m, întregul cadru cîntărind 165—380 kg. Susținerea din beton armat are stîlpi centrifugați cu greutate de 72—140 kg din beton marca 300—350, cu un consum de 12—18,3 kg metal. De curînd prin intercalarea între grindă și stîlpi a unor garnituri de lemn s-a obținut o oarecare elasticitate. Altă soluție este cea a folosirii grinzilor tubulare de beton armat, precomprimate prin intermediul unui tirant metalic exterior. În U.R.S.S. susținerea cu armături metalice este de 2—3 ori mai ieftină decît cea de lemn. Durata de montare a unui cadru din profil special este de 3,8 ore om față de cea cu cadre de lemn de 4 ore om. Pentru viitor se impune mecanizarea operației de susținere și elaborarea unor noi tipuri de susținere.

* * *: **Silicoza în minele de cărbuni din R. F. Germană.** (La silicosi nelle miniere di carbone della Germania) l'Industria mineraria 1956, pag. 150—152. 152.

În industria minieră carboniferă din R. F. Germană se observă o creștere impresionantă a cazurilor de silicoză datorită pe de o parte măririi capacității de producție a abatajelor și creșterii conținutului în steril al cărbunelui, simultan cu o lipsă de control pulmonar. Pentru a nu arăta această situație datele statistice sînt secrete dar situația poate fi oglindită fidel de faptul că față de cele 500 de decese datorită silicozei depistate în 1937, în 1954 s-au produs 1 738 decese avînd aceeași proveniență. Dacă în 1948 erau comunicate 14 000 cazuri de silicoză, în 1953 cifra a fost de 31 000. În aceiași ani 1937 și 1954, cazurile de deces prin accidentare au variat de la 739 la 210.

Cca. 80—85% din maladiile profesionale ale minerilor sînt atribuite silicozei. Din punct de vedere al genezei, s-a recunoscut în general (Congresul din 1930 de la Johanesburg) că silicoza se datorește silicei libere. Cu cît acest conținut în silice liberă este mai mare, cu atît mai mare este și pericolul contractării silicozei. Prezența și a unui praf de altă natură mărește efectul patogen al prafului de cuarț.

În prezent nu a fost imaginată încă o terapie a silicozei; la un anumit stadiu de dezvoltare silicoza progresează chiar dacă muncitorul este scos din atmosfera cu praf.

O îndelungată observație clinică a demonstrat că la acei muncitori care după o perioadă lungă de timp în praf s-a observat apariția simptomelor de silicoză, maladia nu progresează decît mult mai încet și atinge stadiul periculos între limitele vieții active a muncitorului respectiv.

În 1937—1938 s-a propus neutralizarea acțiunii prafului de silice cu pulberea de hidrat de aluminiu, de carbonat de sulfat de calciu. Totuși, această terapie este privită cu oarecare scepticism. În prezent se acordă o mare atenție tratamentului cu aerosoli care, pe lîngă o aglomerare a prafului fin și deci împiedicarea acestuia de a ajunge în plămîni, prezintă și o acțiune profilactică curativă lentă. Ultimele cercetări arată că imprimînd unui aerosol o anumită sarcină electrică i s-ar mări acestuia stabilitatea, lucru care însă ar putea avea alte urmări fiziologice.

Lupta contra prafului se duce pe linia captării acestuia chiar la locul de formare și în acest sens perforarea umedă este recomandată. În ceea ce privește captarea prafului produs la pușcare, în Germania se folosește procedeul de creare a ceții artificiale, în timpul pușcării, în spatele căreia se stropește apă pentru a permite depunerea prafului împiedicat de ceață să se propage. În abataje se aplică injectarea apei în cărbune. Un procedeu recent constă în răspîndirea de sare pe pereți, vatră și tavanul galeriei, procedeu ce dă bune rezultate în cazul în care umiditatea atmosferei subterane este sub 70—80%. La umidități mai mari se poate folosi clorură de calciu.

Boreţki M.: **Căile mecanizării complexe în minele din R. P. Polonă.** Mehanizația trudoemkih i tiajolîh rabot 1956 nr. 10, pag. 43—46.

Planurile de perspectivă prevăd ca în 1960 cca. 70% din producția de cărbuni să se obțină din strate cu înclinări de pînă la 20°, 12% din strate cu înclinări de 20—40° și 1% din strate cu înclinări peste 40°. Ca grosime 90% din producție se va obține din strate cu grosimi de 1,2—8 m.

Pentru 1960 în domeniul mecanizării se prevede ca transportul să fie complet mecanizat, încărcarea în proporție de 30% (față de 14,2% în 1955) și tăierea în proporție de 42% față de 34% cît este în prezent. Simultan se vor mecaniza și automatiza uzinele de spălare și depozitele de la suprafața minelor.

În R.P. Polonă se mărește numărul instalațiilor de extracție cu schip, iar pe galerii transportul se efectuează tot mai mult în vagonete de 2,5—5 t capacitate și locomotive electrice de 7—8 t. În abataje se folosesc transportoare cu raclete cu una sau două acționări, transportorul PZL-1-15 și PZL-25 (cu două sau un singur lanț de acționare), a căror construcție este indicată pentru încărcarea prin pușcare.

În R. P. Polonă se fabrică combinele KW-51 și KW-52 analoage întrucîtva cu combinele Donbass, de care se deosebesc prin puterea mărită a motorului (45 kW) necesară lucrului în cărbuni tari la grosimi de 1,8 m și înclinări de 20°.

De curînd a fost introdusă o combină cu mai multe discuri tăietoare și plugul dinamic L-9. În stratele subțiri rezultate mulțumitoare a dat „pila de cărbuni", o placă dotată cu o serie de cuțite orizontale care este împinsă în cărbune și trasă în lungul frontului în timp ce cuțitele execută o mișcare de dute-vino.

Pentru galerii transversale în strat s-a construit combina RK-2 al cărui dispozitiv de tăiere este de forma unui tambur tăietor de pe care cărbunele trece pe un crater și apoi în vagonete. La săparea galeriilor în căr-

Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA

bune începînd din 1954 se aplică un complex format dintr-o mașină de havat montată pe un crater blindat. Complexul SZ permite realizarea unor viteze de 150—200 m/lună.

Hidromecanizarea are largi perspective în Polonia. Tăierea se face la presiuni de 75 at, iar transportul la presiuni de 110 at, permițînd astfel obținerea de la fiecare agregat a unei producții de 100 t/h.

Balîkov V. M. și Gherșenovici S. E.: **Noua combină de cărbuni K-19 pentru strate de mare înclinare.** Mehanizația trudoemkih i tiajolîh rabot 1956, pag. 11—13.

Noua combină K-19 funcționează pe aceleași principii tehnologice cu combina KKP-1. Tăierea se efectuează prin deplasarea combinei de sus în jos în frontul de lucru al unei trepte drepte de cărbune. Organul de tăiere plasat la extremitatea unui braț articulat se deplasează pe periferia unui arc de cerc tăind o treaptă de 2 m lățime. Principalul avantaj al noului tip de combină constă în spațiul redus rămas nearmat în front (5,5 m² față de 13,2 m² la KKP-1). Acest fapt permite folosirea combinei și în strate cu roci înconjurătoare mai slabe. Combina K-14 a fost experimentată în februarie 1956 și a realizat o producție medie de 90 t/schimb, la o viteză de avansare de 12 m/h.

Odulo B. G. și Firsov V. P.: **Experiența folosirii susținerii mecanizate Kuz NIUI.** Opît primenenia mehaniziroratinal krepi Kuzniui. Mehanizația trudoemkih i tiajolîh rabot 1956, nr. 10, pag. 14—17.

Pentru mecanizarea complexă a abatajelor din stratele de cărbuni de mare înclinare exploatate prin felii cu rambleu a fost realizat un nou tip de susținere mecanizată pășitoare care a fost experimentat în 1954—1955 în Kuzbass.

Această susținere constă dintr-o serie de secțiuni, fiecare secțiune fiind compusă dintr-un acoperiș de grizi, doi stîlpi înclinați ce au o bază comună, împingător hidraulic și canalizări hidraulice. Aceste două secțiuni montate una lîngă cealaltă sînt cuplate prin intermediul împingătorului de deplasare. Lungimea unui astfel de complet, în lungul frontului de cărbune este de 1,8 m. Caracteristica acestei susțineri o constituie faptul că împingătoarele hidraulice pot avea puteri reduse deoarece sistemul folosește și presiunea rocilor. Fiecare pereche de stîlpi și împingător formează un triunghi cu vîrful în jos și cu baza formată de împingător prin variația căruia modificîndu-se lungimea acestei baze se modifică și sarcina de pe susținere. Prin extinderea bazei împingătoarelor baza triunghiului se mărește iar înălțimea sa se reduce și deci completul este scos de sub sarcină putînd fi deplasat spre front, unde prin introducerea țijei în cilindrul împingătorului înălțimea triunghiului se mărește și prin intermediul bazei preia sarcina acoperișului. Aplicarea acestei susțineri a redus consumul de lemn de la 52,6 la 19,6 m³/1 000 t, iar manevrarea susținerii este efectuată de un singur muncitor care muta un complet pe 10 m în cca. 5—10 minute.

Aglițki V. A. și Dînkîna S. E.: **Dizolvarea subterană a cuprului.** Gornîi jurnal (1956), nr. 11, pag. 35—37.

Dizolvarea naturală a cuprului se produce într-o oarecare măsură în toate zăcămintele de pirită cupriferă. Pirita sub influența aerului și apei se oxidează eliberînd acid sulfuric care în prezența aerului transformă în sulfat oxid de fier, combinație ce se dizolvă ușor în apă. O dată cu aceasta, la peste 40° se dizolvă și o serie de sulfuri de cupru. Prin dizolvare Cu_2S trece într-un prim stadiu în covelină (CuS) și apoi se dizolvă și aceasta într-o perioadă mai lungă de timp.

Dizolvarea artificială subterană este o metodă prin care se poate obține cuprul dintr-un zăcămînt sulfuros a cărui exploatare ulterioară prin metode miniere nu este economică datorită conținutului redus de cupru.

In U.R.S.S. această dizolvare s-a inițiat într-o lentilă a unui zăcămînt de minereu sulfuros. Prin 20 de sondaje s-au introdus apele de la instalația de cimentare a cuprului, cu un consum zilnic de 200—600 m³/zi. Aceasta a permis ca în apele de mină să se obțină un conținut de două ori mai mare de cupru. La una din mine s-a realizat această dizolvare, în ambele flancuri ale cîmpului minier, a căror dizolvare se efectuează succesiv. In acest mod se preconizează extragerea a 125 t cupru pe an.

Procedeul este aplicat și în Canada la un zăcămînt cu 0,3% Cu, prin dizolvare obținîndu-se o soluție cu 2,0 g/l, iar prin cimentare un concentrat cu 97,3% Cu. In același mod dintr-un zăcămînt cuprifer din Mexic s-au extras 80% din întreaga cantitate de cupru din zăcămînt.

Exploatarea în acest mod a zăcămintelor cu conținut redus de cupru rămîne valabilă și drept o metodă de recuperare secundară. După exploatarea normală a unui astfel de zăcămînt și închiderea minei se poate trece la exploatarea prin dizolvare a ceea ce în prima fază a exploatării se considerase drept pierderi.

* * * : **Consfătuirea asupra metodelor de cercetare a problemelor exploatării subterane a zăcămintelor de cărbune.** Ugoli 1956, nr. 12, pag. 43.

In octombrie 1956 a avut loc la Institutul minier al Academiei de Științe din U.R.S.S. o consfătuire în vederea stabilirii planului de cercetări al diferitelor organizații pe anul 1956—1960.

Cu această ocazie s-a prezentat o serie de referate de către peste 22 instituții de cercetări științifice.

Consfătuirea a recomandat să se acorde atenție cercetării fenomenelor ce se produc în acoperișul zăcămintelor în decursul exploatării acestora. Participanții consfătuirii au acordat atenție necesității obținerii unor date inițiale mai complete și asupra necesității modernizării bazei de laboratoare și de asemenea necesității efectuării de experimentări în condițiile producției.

„REVISTA MINELOR" organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. al Ministerului Minelor și al Ministerului Industriei Petrolului și Chimiei (Direcția Exploatărilor Miniere) Redacția: București, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon: 3.07.30 și 3.57.28 — Administrația și Casieria: Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor și subfilialelor A.S.I.T. din întreaga țară precum și prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinete tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071012 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin, București. — Tarif pentru întreprinderi: lei 96 anual: — Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: lei 30 anual; — Prețul unui exemplar: lei 5.

I. P 2, c. 1979

Lei 5 exemplarul

E 1455

KAT

Revista MINELOR

Institut. de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
ОБМЕН - CSERE
VYMENA - WYMIANA
TAUSCH - СМЕНА

9

1957

ASIT

August
1957
Anul VIII
Nr. 9

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R. P. R., AL MINISTERULUI MINELOR ȘI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI PETROLULUI ȘI CHIMIEI (DIRECȚIA EXPLOATĂRILOR MINIERE)

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 3.57.28 și 3.07.30

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA**, ing. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PACURARU**, prof. ing. **V. POBORAN**, prof. dr. ing. habil **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI**.

SUMAR

SUPERCEANU C.: Contribuțiuni la paragenezele scheelitului și wolframitului din zăcământul de minereuri complexe de la Baia Sprie **(pag. 399—404).**

BLUM I. și ROSENBERG M.: Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării și valorificării cărbunilor bruni lemnoși (ligniți) din R.P.R. — Partea a III-a: Deshidratarea ligniților prin procedeul Fleissner **(pag. 405—415).**

CINDEA C.: O nouă metodă cromatografică rapidă pentru analiza substanțelor bituminoase în lumină ultravioletă **(pag. 416—418).**

DINU V.: Rheospălătoare. Reconsiderarea procedeului prin aplicarea principiului respălării diferențiate **(pag. 419—421).**

NICORESCU GH.: Incercări de împușcare în masă la exploatarea la zi de la Teliuc **(pag. 422).**

IVANOVICI A. și POPESCU MALAIEȘTI: Aparat pentru măsurarea de la distanță a presiunilor litostatice **(pag. 423—428).**

COMUNICĂRI ALE INSTITUTULUI DE CERCETĂRI MINIERE ICEMIN

SEGAL S.: Aplicarea metodei de consolidare prin electrosilicatizare la săparea unei galerii prin formațiuni de nisipuri acvifere (borchișuri) la E. M. Filipești de Pădure **(pag. 429—439).**

TEICH I.: „Diagrama Ritmurilor", o nouă metodă de determinare a nivelului ritimic al producției pe cale grafică **(pag. 444).**

DOCUMENTARE

E 1957

Országos Könyv TULAJ

REVISTA MINELOR

ANUL VIII — Nr. 9 — SEPTEMBRIE 1957

СОДЕРЖАНИЕ

СУПЕРЧАНУ К.: **К вопросу парагенеза шеелита и вольфрамита в месторождениях комплексных минералов Бая Сприе.** Автор отмечает наличие шеелита и подробно рассматривает парагенезы вольфрамита в комплексных рудах из Бая Сприе **(стр. 399—404).**

БЛЮМ И. и РОЗЕНБЕРГ: М. **В связи с рядом технико-экономических аспектов переработки и использования лигнитов в РНР (Часть III: Обезвожива, ние лигнитов способом Флейсснера).** Авторы проводят сравнительный технико-экономический анализ между обезвоживанием лигнитов способом Флейсснера и остальными видами технического использования применительно к лигнитам в технических и экономических условиях Румынии **(стр. 405—415).**

КЫНДЯ К.: **Новый скоростной хроматографический метод определения битуминозных веществ в ультрафиолетовом свете.** Новый метод допускает быстрое определение битума в гудронах, нефтяного битума в песках и горных породах, даже при наличии незначительного их содержания **(стр. 416—418).**

ДИНУ В.: **Реомойки. Рассмотрение способа применяющего принцип дифференциированной повторной мойки.** Автор рассматривает вопрос повторной мойки угля приходя к выводу, что при соблюдении ряда условий реомойки могут явиться и в дальнейшем пригодными аппаратами для разработки схем установок для мойки угля **(стр. 419—421).**

НИКОРЕСКУ Г.: **Опыты массовых взрывов на открытых разработках в Телюке.** Описываются условия первых опытов и результаты достигнутые массовыми взрывами на одном из румынских карьеров железной руды **(стр. 422).**

ИВАНОВИЧ А., ПОПЕСКУ-МАЛАЕШТЬ: **Аппарат для дистанционного измерения горного давления.** В статье описывается аппарат измеряющий давление в горных выработках, преимущественно в лавах угольных шахт. Аппарат состоит из 30 датчиков, коммутатора и усилителя с соответствующим индикатором. Конструкция датчиков основана на магнитном колебании. Колебания усиляются и указываются усилителем непосредственно в тоннах на шкале для каждого датчика в отдельности **(стр. 423—428).**

СЕГАЛ С.: **Применение способа укрепления электросиликатизацией при проходке галереи через плывуны в Филип. шть де Пэдуре.** В статье описываются эксперниментальные работы, проведенные при проходке пласта, состоящего из плывунов, посредством применения электросиликатизации. Этим методом было пройдено около 12 м. водоносного песка (плывунов) без какой-либо аварии. Описывается примененное оборудование, метод работы и достигнутые результаты **(стр. 429—349).**

SUMMARY

SUPERCEANU C.: **Contributions to the parageneses of scheelite and wolframite from Baia Sprie deposits of complex body ores.** The presence of scheelite is pointing out by the author, studying the paragenesis of wolframite from the Baia Sprie deposits of complex body ores. **(p. 399—404).**

BLUM I. and ROSENBERG M.: **Concerning some technical-economical aspects of the treatment and beneficiation of lignite from R.P.R.** (The third part, Lignite Dehydration by Fleissner method). The authors make a comparative analysis of technical-economical aspects of lignite-dehydration by Fleissner method as compared with the other ways of technical beneficiation which are applicable for lignite and can be achieved in our technical-economical conditions. **(p. 405—415).**

CINDEA C.: **A new rapid chromatographic method for analysis of bitumen substances by ultraviolet light.** This new method quickly permits the identification of tar bitumen, identification of oil, bitumen in sand and rock even in very few quantities **(p. 416—418).**

DINU V.: **Reconsidering the proceeding of the applicability of the principle of differentiate rewashing.** It deals with the problem of coal washing by recirculations reaching the conclusions that taking into account some conditions the rheowashers are installations that can be efficiently used in the future for coal washers. **(p. 419—421).**

NICORESCU GH.: **Tests of blasting technics in exploitation at Teliuc.** There are given the conditions of the first, tests and their results got by the blasting technics in a iron ores quarry in our country. **p. 422).**

IVANOVICI A. POPESCU MĂLĂEŞTI: **Apparatus for the measurement of lithostatic pressure at some distance.** It describes an apparatus with the help of which the pressure from inside the shaft especially can be measured. Apparatus consists of 30 transducers charge — over switch with amplifier. The transdurcers are based on the magnetic variation. The variations are amplified and directly indicated in tons by the amplifier for each transducer. **(p. 423—428).**

SEGAL S. **The applicability of consolidation method by electrosilicification at the digging of a long tunnel through ferruginous sand at I. M. Filipeştii de Pădure.** It describes the experiments undergone by crossing a ferruginous sand stratum by consolidation with help of electrosilicification. By the applicability of these methods were crossed about 12 m of ferruginous sand. No accident or damage has occurred. A description of the machinery ,the method used and the results got are given as well. **(p. 429—439).**

SOMMAIRE

SUPERCEANU C.: **Contributions sur les paragenèses de la schéelite et de la wolframite du gisement de minerais complexes de Baia-Sprie.** On signale la présence de la schéelite et on étudie en détail la paragenèse de la wolframite des zones profondes du gisement de minenais complexes de Baia Sprie. **(p. 399—404).**

BLUM I. et ROSENBERG M.: **Sur quelques aspects techniques et économiques de la préparation et de la valorisation du lignite de la R.P.R. (IIIème partie: La déshydratation du lignite par le procédé Fleissner).** Les auteurs font une analyse comparative sur les aspects techniques et économiques de la déshydratation du lignite par le procédé Fleissner par rapport à d'autres méthodes de valorisation technique du lignite valables dans les conditions actuelles techniques et économiques de la R. P. R. **(p. 405—415).**

CINDEA C.: **Une nouvelle méthode chromatographique rapide pour l'analyse des substances bitumineuses dans la lumière ultra-violette.** La nouvelle méthode permet la détermination rapide du goudron-bitume ainsi que l'identification du bitume de pétrole dans les sables et dans la roche, même en très petite quantité. **(p. 416—418).**

DINU V.: **Rhéolaveurs. La réconsidération du procédé par l'application du relavage différentié.** On examine le problème du lavage des charbons par récirculation et l'on arrive à la conclusion que, dans certaines conditions, les rhéolaveurs peuvent être encore pris en considération dans les installations de lavage de charbon qu'on doit construire à l'avenir. **(p. 419—421).**

NICORESCU GH.: **Des essais avec l'explosion en masse dans l'exploitation à ciel ouvert de Teliuc.** On présente les conditions dans lesquelles ont été effectués les premiers essais d'explosion en masse dans une carrière de minenai de fer de la R.P.R. ainsi que les résultats obtenus. **(p. 422).**

IVANOVICI GH. et POPESCU M.: **Un appareil pour le mesurage à distance des pressions lithostatiques.** On fait la description d'un appareil à l'aide duquel on peut déterminer les pressions dans les travaux souterrains et spécialement dans les fronts de taille des mines de charbon. L'appareil se compose de 30 transducteurs (capteurs), d'un commutateur et d'un amplificateur avec indicateur. Les transducteurs sont conçus sur la base de la variation magnétique. Les variations sont amplifiées et indiquées directement en tonnes par l'amplificateur pour chaque transducteur. **(p. 423—428).**

SEGAL S. :**L'application de la méthode de consolidation de la roche par électro-silicatisation dans le creusement d'une galerie dans des formations de sables boulants au charbonnage de Filipeştii de Pădure.** Dans l'article on décrit les expériences effectuées dans la traversée d'une couche de sables boulants avec la consolidation de la roche par électro-silicatisation. En appliquant cette méthode, on a pu traverser environ 12 m de sables boulants sans aucun accident ou endommagement. Les appareils utilisés, la méthode de travail, ainsi que les résultats obtenus sont également décrits dans cet article. **(p. 429—439).**

INHALT

SUPERCEANU C.: **Beitrag zu den Paragenesen des Scheelits und Wolframits aus den Erzgängen von Baia-Sprie.** Der Verfasser weist auf das Vorhandensein des Scheelits hin und unterwirft die Paragenesis des in den tiefen Zonen der Erzgängen von Baia-Sprie vorkommenden Wolframits einer eingehenden Untersuchung. **(S. 399—404).**

BLUM I. und ROSENBERG M.: **Über einige technische und wirtschaftliche Fragen der Aufbereitung und Verwertung der lignitischen Braunkohle der R.V.R. (III.Teil: Die Entwässerung der lignitischen Braunkohle mit dem Fleissner-Verfahren)** Die technischen und wirtschaftlichen Probleme der mit dem Fleissner-Verfahren durchgeführten Trocknung von lignitisher Braunkohle, im Vergleich mit den anderen technischen Verwertungsmethoden die den heutigen technischen und wirtschaftlichen Verhältnissen in der R.V.R. entsprechen, werden von den Verfassern in diesem Aufsatz analysiert. **(S. 405—415).**

CINDEA C.: **Ein neues, schnelles, chromatographisches Verfahren für die Untersuchung der bituminösen Stoffe in ultravioiettem Licht.** Das neue Verfahren ermöglicht die schnelle Bestimmung der Teerbitumina sowie die Identifizierung des Erdölbitumens in Sanden und Gesteinen auch in den kleinsten Mengen. **(S. 416—418).**

DINU V.: **Rheowäsche. Die Wiederberücksichtigung des Rheoverfahrens auf der Grundlage der differenzierten Rezirkulation der Waschtrübe.** Der Verfasser betrachtet die Frage der Rezirkulation der Trübe bei Kohlenwäschen und schliesst zu, dass die Rheowäschen, mit der Berücksichtigung von bestimmten Bedingungen, auch in der Zukunft in den Kreislauf der neuzubauenden Kohlenwäsche eingezogen werden können. **(S. 419—421).**

NICORESCU GH.: **Massensprengversuche bei dem Eisenerztagebau von Teliuc.** In dem Aufsatz werden die Verhältnisse sowie die erzielten Ergebnisse der ersten in einem Eisenerztagebau der R.V.R. durchgeführten Massensprengversuche dargestellt. **(S. 422)**

IVANOVICI A. und POPESCU M.: **Ein Gebirgsdruck-Fernmessgerät.** Man beschreibt ein Gerät das für die Messung des in den unterirdischen Hohlräumen und besonderstin den Abbauen von Kohlengruben auswirkenden Gebirgsdrucks benutzt wird. Das Gerät besteht aus 30 Überträgern (Messdosen), einem Umschalter und einem mit dem entsprechenden Anzeiger versehenen Verstärker für jeden Überträger intensifiziert und unmittelbar in Tonnen angegeben. **(S. 423—428).**

SEGAL S.: **Die Verfestigung des Gebirges durch elektrische Verkieselung beim Auffahren einer Strecke durch Schwimmsandschichten in der Kohlengrube von Filipeştii de Pădure.** In diesem Aufsatz werden die beim Durchfahren einer durch Elektro-Verkieselung verfestigten Schwimmsandschicht durchgeführten Experimentversuche dargestellt. Es wird gezeigt, dass mit diesem Verfahren ungefähr 12 m Schwimmsand ohne einen einzigen Unfall oder Schaden durchquert worden sind. Die benutzten Geräte und Einrichtungen, der Arbeitsvorgang, sowie die erzielten Ergebnisse sind in dem Aufsatz ebenfalls dargestellt. **(S. 429—439).**

Contribuțiuni la paragenezele scheelitului și wolframitului din zăcămîntul de minereuri complexe de la Baia Sprie

Ing. C. Superceanu

In prezenta notă se semnalează prezența scheelitului și se studiază mai detaliat paragenezele wolframitului, din orizonturile adînci ale zăcămîntului de minereuri complexe de la Baia Sprie.

După cum este cunoscut din literatura geologică, zăcămîntul meso-epitermal, reprezentat prin filonul principal din Dealul Minei, de la Baia Sprie, este unul din cele mai puternice filoane de sulfuri complexe din întreaga provincie metalogenetică neovulcanică intercarpatică [1], [4], [5] [11].

Provincia neovulcanică intercarpatică este formată din marile mase eruptive (mio-pliocene riolitice, andezitice și dacitice, ce au generat numeroase filoane complexe și auro-argentifere, situate la limitele nordice și estice ale bazinului panonic și ale depresiunii Transilvaniei, cu cristalinul carpacitc [11].

Zăcămintele reprezentate prin filoane, volburi și ștocuri, sînt în mare majoritate localizate în conurile și craterele vulcanice, precum și în zonele tectonizate învecinate [4], [5], [11].

De la vest spre est această mare provincie metalogenetică se subdivizează în mod natural în șapte grupuri eruptive mineralizate, care sînt:

— Grupul munților de mijloc din R. Cehoslovacă, cu zăcămintele aurifere de la Schemnitz, Kremnitz și Hodritsch.

— Grupul Visegrad — Cernat — Matra — Bükk din Ungaria nordică, cu zăcămîntul cuprifer-aurifer de la Recsk.

— Grupul Tocai (slab mineralizat).

— Grupul Vihorlat (slab mineralizat).

— Grupul Baia Mare — Tibleș — Rodna (predomină mineralizațiile complexe).

— Grupul Harghita (slab mineralizat).

— Munții metalici Apuseni (predomină zăcăminte aurifere).

Pînă în prezent scheelitul nu a fost identificat, în nici unul din zăcămintele provinciei neovulcanice intercarpatice, iar wolframitul semnalat și descris de I. Krenner încă din anul 1875 [8] apare mai frecvent și mai bine dezvoltat, din punct de vedere cristalografic, în orizonturile inferioare (XI, XII, XIII) ale zăcămîntului de la Baia Sprie, spre deosebire de celelalte zăcăminte ale acestei provincii unde, conform indicațiilor din literatura apărută pînă în prezent, lipsește sau apare cu totul întîmplător [13].

Zăcămîntul de la Baia Sprie, face parte din grupul neoeruptiv Ilba — Baia Mare — Capnic — Tibleș — Rodna (din nordul Transilvaniei), fiind situat în Dealul Minei, la 2 km spre nord de localitate.

Teritoriul acesta este constituit din andezite și riolite ce au străbătut un complex sedimentogen format din argile, șisturi argiloase și produse piroclastice miopliocenice, brecii, tufuri) ce alternează cu lave andezitice [1], [2], [4], [5].

Aceste formațiuni au suferit, chiar pe creasta Dealului Minei, o faliere și o deplasare în adîncime, paralel cu care au erupt andezitele și riolitele poliocenice.

Masivul eruptiv are formă vulcanică caracteristică de ciupercă și toate mineralizațiile, inclusiv filonul principal, reprezintă manifestațiile hidrotermale postvulcanice ale acestei roci efusive semiacide.

Fenomene postvulcanice tardive se manifestă și astăzi prin izvoarele termale (36—40°C) (juvenile), din zonele adînci ale minei.

Și aici, analog cu celelalte regiuni vulcanice, au avut loc o serie de erupții consecutive, ce au format roci cu caractere petrochimice diferite care, însă, nu vor fi descrise în această lucrare.

Filonul principal (orientat E—V) are lungimea maximă de 2 km și lățimea între 2 și 20 m (în medie 4 m), se ramifică spre suprafață (oriz. IV) și formează alte filoane mai mici (Letten, fil. Gresiei, Ignațiu, Lepeni, fil. Boului etc.), fiind deschis la cota 730 m prin aflorimentul de la suprafață, la cota 480 printr-un puț ce străbate astăzi 13 orizonturi.

Actualmente zăcămîntul este deschis pe verticală și cunoscut pe aproape 700 m. Dezvoltarea pe orizontală și verticală a filonului principal confirmă poziția sa predominantă în raport cu celelalte filoane metalifere ale provinciei neovulcanice intercarpatice.

Mineralizația zăcămîntului este deosebit de bogată și variată.

Mineralele metalice predominante sînt blenda, galena argentiferă, pirita, calcopirita și tetraedritul; subordonat apare o serie de sulfosăruri (pirargirit, miargirit, proustit, bertierit, andorit, fülopit, zinkenit, boulangerit, xantocon, meneghinit, burnonit-plumosit, diaphorit, vordanit, freislebenit, simplesit, semeseit, stefanit, freibergit, fizelit, jamesonit, samsonit, pirostilpnit etc.), apoi aur nativ, argint, argentit, stibină, cinabru, realgar, auripigment, metastibnit, würzit, metacinabru, greenockit, calcozină, marcasită, mispichel, pirotină oligist, magnetit, göthit, molibdenit, scheelit și wolframit. Această multitudine de minerale metalice prezintă o distribuție distinctă pe verticală, ce va fi analizată în cele ce urmează.

Succesiunea generală de cristalizare, corelațiile paragenetice, fenomenele și structurile de substituție și dezamestec, precum și pseudomorfozele generate de aceste 50 minerale metalice (însoțite de alte 10—15 minerale din zona de oxidație, sînt foarte interesante; aceste probleme vaste nu pot fi însă abordate în cadrul scurtei note de față.

In literatura de specialitate austro-ungară de la sfîrşitul secolului trecut şi începutul secolului XX s-au publicat zeci de lucrări asupra mineralelor de la Baia Sprie, majoritatea avînd în general un specific pur mineralogic, în care se descriu unele dintre mineralele enumerate anterior [2]. [3]. [4]. [5]. [6]. [7]. [8]. [9]. [13].

Mineralele de gangă (50—80% din masa minereului), şi în special: cuarţ (masiv şi cristale), calcit, baritină, fluorină, ankerit, siderit (şi sferosiderit), dolomit, rodocrozit, rodonit, opal-calcedonie, ghips, anglezit, hornblendă, clorit, caolin, biotit, feldspaţi etc. Multe din aceste minerale (în special galena, pirita, stibina radiară, burnonitul şi plumositul, cuarţul, baritina, sferosiderita şi calcita) adeseori sînt excepţional dezvoltate din punct de vedere morfologic, fiind bine cunoscute în toate muzeele din ţară şi străinătate.

Variaţia mineralizaţiei pe verticală. Zăcămîntul Baia Sprie prezintă o zonalitate bine determinată pe verticală [1], [4], [11] care s-a putut studia datorită faptului că filonul principal este deschis pe aproximativ 700 m.

Zona epitermală (zona de afloriment, oriz. IV, VII şi intermediar) se caracterizează prin frecvenţa galenei argentifere (1,6 kg Ag/T), a stibinei, tetraedritului şi a sulfosărurilor argentifere (pirargirit, proustit, miargirit, stefanit, freibergit, burnonit argentifer etc.).

In parageneză, şi ca incluziuni microscopice în galenă, apar mineralele din grupul sulfosărurilor (bertierit, andorit, flülopit, zinkenit, plumosit, Ag-burnonit, semseit, fizelit etc.) şi ale grupului de minerale: argint — argentit — realgar — auripigment — metastibnit — cinabru, ce sînt tipomorfe pentru zona epitermală.

Aceste orizonturi, astăzi epuizate, au fost bogate în argint, aur, plumb şi stibiu.

Orizontul X aparţine unei zone de telescopare (epi-mesotermală).

Zona mesotermală (oriz. XI, XII, XIII) se caracterizează prin abundenţa sulfurilor complexe (Zns, PbS, FeS_2, $CuFeS_2$), însă, cu creşterea conţinutului în pirită şi calcopirită în detrimentul galenei. La oriz. XIII pirita şi calcopirita încep să predomine, iar o parte din blendă devine feruginoasă.

Apariţiile de mispichel, oligist, pirotină, wolframit şi scheelit devin mai frecvente, subliniind astfel o tranziţie înspre domeniul cata-mesotermal.

Grupul de minerale epitermale: stibină — burnonit — sulfosăruri persistă încă, formînd local concentraţii remarcabile (fenomenul de telescopare dintre zona meso şi epitermală). Aceeaşi explicaţie este confirmată şi de apariţiile sporadice de wolframit, găsite în trecut în orizonturile superioare (VII, X).

Legătura genetică a scheelitului cu rocile efusive. Avînd în vedere aciditatea rocii eruptive, prezenta mineralizare a scheelitului şi wolframitului (în zona mesotermală cuarţoasă din zonele adînci ale filonului) apare ca un fenomen justificat din punct de vedere geochimic.

De altfel, nu este primul caz cînd rocile andezitice şi riolotice generează mineralizaţii cu scheelit. In lucrările publicate anterior [12] s-au văzut că în Banat riodacitele (şi riolitele) banatitice (cretacice superioare) au format mineralizaţii de contact şi hidrotermale cu scheelit (ex. Tincova, Valea Bîrnelor Mici; Oraviţa, Valea Racoviţa, galeriile Königsseger şi Dreifaltigkeit). De asemenea la contactul Blidarului şi Antoniu din Transilvania, mineralizaţiile scheelitice provin — după toate probabilităţile — de la un riolit banatitic, cartat de F. Posepny în 1874, drept un „felsitporfir permina" [10].

Şi mai important de subliniat este faptul că riolitele (erupte la limita dintre mesozoic/terţiar) din Vlădeasa, realizează tranziţia în timp şi spaţiu, înspre andezitele şi riolitele pliocene din grupul eruptiv Baia Sprie, legătura şi continuitatea dintre magmatismul banatitic şi erupţiile neovulcanice fiind astfel confirmate. C. H. Schneiderhöhn [11].

In timp ce banatitele cretacice au prilejuit formarea de zăcăminte contactpneumatolitice şi mesotermale (corpuri, ştocuri şi mai rar filoane hipoabisice (Fe, Cu, Pb, Zn, Mo, W), corespondentele lor ulterioare efusive reprezentate prin riolite, andezite şi dacite, au generat zăcăminte filoniene (şi volburi) subvulcanice epi şi mesotermale (Au, Ag, Pb, Zn).

★

După aceste consideraţii metalogenetice generale, vom trece la studiul propriu-zis al mineralizaţiei cu apariţii de minerale de wolfram.

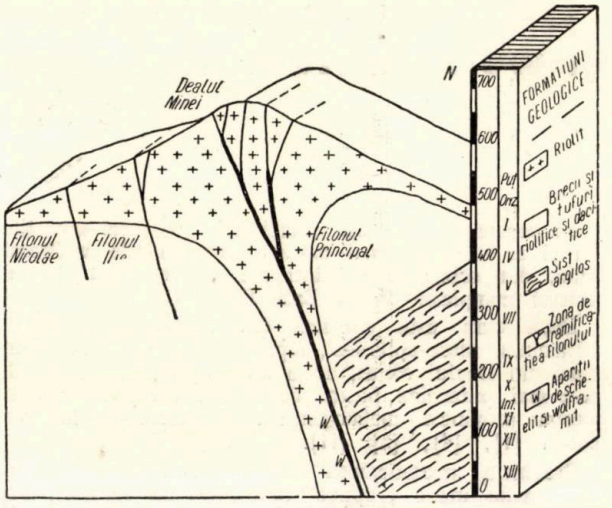


Fig. 1. Bloc diagrama schematică a zăcămîntului de sulfuri complexe de la Baia Sprie (după [9] şi [1]).
Aflorimentul, oriz. IV şi VII aparţin zonei epitermale (Ag — Au — Pb — Zn — Sb — As)
Oriz. XI, XII, XIII aparţin zonei mesotermale complexe şi piritoase (Zn — Pb — Cu — FeS_2).
Apariţiile de scheelit şi wolframit sînt localizate în special în oriz. XII şi XIII.

Important de precizat este că din marea diversitate de minerale şi parageneze a zăcămîntului Baia Sprie, în cele ce urmează ne vom ocupa numai de studiul mineralizaţiei piritoase cuprifere cu ivirile de scheelit şi wolframit din orizonturile XII şi XIII ale filonului principal.

Minereul piritos-cuprifer cu apariţii de scheelit şi wolframit din orizonturile inferioare ale zăcămîntului

Prin studiul microscopic al minereului piritos-cuprifer cu gangă cuarţoasă verzuie (datorită cloritului), cu apariţii de scheelit şi wolframit de la oriz. XII şi XIII, în special din ramurile cuproase, s-au identificat următoarele minerale (în ordinea preponderenţei):

Minerale metalice: pirită, calcopirită, oligist, blendă neagră, scheelit, wolframit, mispichel, pirotină, molibdenit şi marcasită.

Minerale de gangă: cuarţ (masiv, cristale, verzui şi roşu), clorit, calcit, dolomit, fluorină, siderit şi feldspaţi caolinizaţi.

In zonele studiate filonul prezintă structuri asimetrice şi breciforme, mineralele predominante fiind cuarţul (50—80%), pirita (20—30%) şi calcopirita (1—4%).

In ordinea succesiunii de cristalizare, mineralele prezintă următoarea ordine generală de depunere: scheelit, cuarţ masiv I (cu clorit), pirită, molibdenit, pirotină, mispichel, oligist-magnetit, cuarţ II (cristale), blendă neagră, calcopirită, wolframit, fluorină, siderit, dolomit, calcit, marcasită şi caolin.

Descrierea parageneză o vom începe cu mineralele de wolfram.

Minerale metalice

Scheelitul ($CaWO_4$) a fost identificat sub formă de cristale idiomorfe (0,5—20 mm), cu formele (011) (112) (121), avînd în general o tendință spre izometrie și fiind rotunjite din cauza unei ușoare acțiuni de coroziune din partea cuarțului.

Se evidențiază sub formă de incluziuni în cuarțul verzui, în calcopirită, printre granulele de pirită, fiind asociat uneori cu wolframitul sau fiind depus mai tardiv pe crustele carbonatice [$FeCO_3$ — $CaMg(CO_3)_2$] cu cristale tabulare de wolframit (hübnerit).

Culoarea scheelitelor studiate este alburie, cenușie-opalescentă, ușor rozacee, gălbuie sau sînt perfect incolore. În porțiunile în care calcopirita este incipient alterată, s-au ivit accidental și cristale verzui de minerale din grupa cupro-scheelitelor. Totuși, în marea majoritate a cazurilor rămîne incolor.

Fig. 2. Parageneza: $CaWO_4$ — SiO_2 — FeS_2 — $CuFeS_2$ (oriz. XIII).
Eșantion de pirită și calcopirită (cenușiu) cu filonașe de cuarț (alb) ce conțin incluziuni de scheelit (cenușiu *(Mărime naturală)*.

Prin analiza spectografică s-a determinat semicantitativ prezența molibdenului prin liniile 3798,25; 3864,11; 3902,96 și 2816,15 Å, a fierului (3719,93 Å) și a cuprului (3247,54; 3273,96 Å).

Deci și scheelitele de la Baia Sprie conțin molibden (0,1—0,3% (MoO_3), analog cu scheelitele recent semnalate în provincia geochimică a banatitelor [12].

Greutatea specifică medie a scheelitelor studiate este de 5,96.

Parageneze scheelitului. Prin studiul corelațiilor paragenetice ale scheelitului cu mineralele constituente ale minereurilor piritoase-cuprifere de la oriz. XII și XIII, s-au precizat deocamdată trei tipuri principale de parageneze care (în ordinea frecvenței relative) sînt următoarele:

— Parageneza: $CaWO_4$ — SiO_2 — FeS_2 — $CuFeS_2$, în care scheelitul s-a individualizat sub formă de cristale izometrice (în medie 1—5 mm), în cuarțul verde (cu clorit), fiind însoțit de pirită (cristale cubice) și calcopirită compactă cu irizații violacee (foarte casantă).

Această asociație este deosebit de bine evidențiată în oriz. XIII, ramura cuproasă (II), unde anumite zone ale filonului conțin 0,02—0,10% W.

Fig. 2 ilustrează un eșantion ce aparține acestei parageneze.

Succesiunea de cristalizare: scheelit — cuarț — pirită — calcopirită.

— Parageneza: $CaWO_4$ — $(Fe, Mn)WO_4$ — SiO_2 — $CuFeS_2$ apare mai mult în geodele tapisate cu cristale de cuarț (oriz. XII, XIII) cu sferozizi de calcopirită și cristale tabulare mari de wolframit (fig. 3).

Cristalele de scheelit prezintă habitus prismatic și pseudooctaedric (1—20 mm), fiind libere sau înglobate în cuarț. Geodele de acest tip mai mari sau mai mici sînt destul de frecvente.

Succesiunea de cristalizare: scheelit — cuarț — wolframit — calcopirită.

— Parageneza: $CaWO_4$ — $(Fe,Mn)WO_4$ — CaF_2 — SiO_2 — $CaMg(CO_3)_2$ — $FeCO_3$, la care se adaugă nelipsitele sulfuri (FeS_2 și $CuFeS_2$), este cea mai completă asociație a mineralelor wolframifere din zăcămîntul Baia Sprie. Peste pirita și calcopirita masivă sînt depuse cruste cuarțo-carbonatice ce comportă incluziuni de scheelit (2—6 mm). Pe aceste incrustații sînt precipitate granule de sferosiderit (Ø = 1—5 mm), cristale incolore și verzui de fluorină, cristalite romboedrice de siderit roșu-brun (0,2—1 mm) și cristale aciculare și tabulare de hübnerit (1—40 mm lungime).

Succesiunea de cristalizare, în general, nu este prea explicită; totuși, în urma examinării macro și microscopice a cîtorva zeci de eșantioane s-a putut trasa următoarea succesiune: pirita — calcopirita — scheelit, — cuarț II — fluorină — dolomit — hübnerit — siderit.

Ceea ce a reieșit mai clar din examinarea macroscopică, a fost constatarea că wolframitul a cristalizat în unele cazuri chiar înaintea cuarțului, dar, în majoritatea cazurilor, cînd este prezent, termenul hübnerit după carbonați ($CaCO_3$ — $CaMg(CO_3)_2$ — $FeCO_3$).

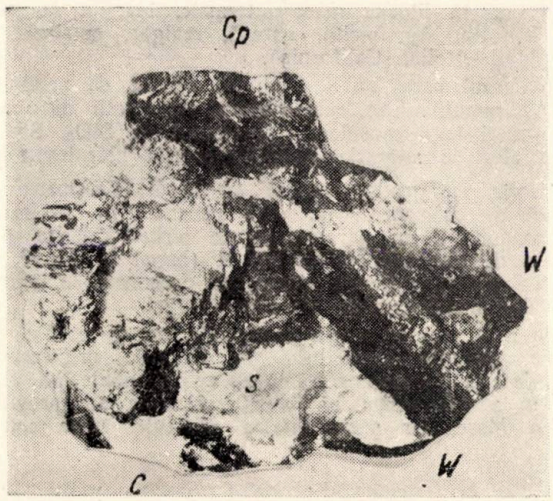


Fig. 3. Parageneza: $CaWO_4$ — $(Fe,Mn)WO_4$ — SiO_2 — $CuFeS_2$ (oriz. XII).
Cristale tabulare de wolframit (W, negru), într-o masă de calcopirită (negru-cenușiu, *C*), cuarț (alb, *C)* și scheelit (alb-cenușiu *S) (Mărime naturală)*.

In concluzie, se poate spune că studiile executate pînă în prezent au stabilit numai aceste trei parageneze ale scheelitului; probabil că prin săparea oriz. XIV vor mai apare în adîncime și alte noi parageneze catamesotermale.

După cum s-a mai menționat, prezența scheelitului în această mineralizație hidrotermală cuarțoasă este pe deplin justificată prin paragenul geochimic ($P = 2$) (După A. E. Fersman), care se încadrează perfect în parageneza: pirită ($P = 2,9$) — calcopirită ($P = 2,4$) — cuarț ($P = 2,2$) — hübnerit ($P = 3$).

Tabela 1

Coeficienţii geochimici şi geoenergetici ai mineralelor din seria wolframaţilor (după A. E. Fersman), în raport cu principalele minerale constitutive ale mineralizaţiei piritoase cuprifere cu apariţii de $CaWO_4$ şi (Fe, Mn)WO_4 din zonele adînci ale zăcămîntului Baia Sprie, ce justifică paraganezele scheelitului cu sulfurile hidrotermale

Mineral	Paragen *P*	Coeficient geoenergetic *U* (a EC-uri)	Poziţia mineralului în succesiunea de cristalizare							
			Paragenezele scheelitului			Paragenezele wolframitului şi hübneritului				
			1	2	3	1	2	3	4	5
Ferberit ($FeWO_4$)	3,7	690	—	—	—	—	—	—	—	—
Wolframit (Fe, Mn)WO_4	3,5	670	—	3	—	—	—	2	4	—
Hübnerit ($MnWO_4$)	3	658	—	—	7	—	7	3	—	6
Scheelit ($CaWO_4$)	2	590	1	1	3	1	3	—	—	—
Molibdoscheelit Ca(W, Mo)O_4	1,8	570	—	—	—	—	—	—	—	—
Pirita (FeS_2)	2,9	—	3	—	1	3	1	—	1	1
Calcopirita ($CuFeS_2$)	2,4	—	4	4	2	4	2	—	2	2
Cuarţ (β—SiO_2)	2,2	—	2	2	4	2	4	1	3	3
Calcit ($CaCO_3$)	1,3	—	—	—	6	—	6	—	—	5
Fluorină (CaF_2)	0,9	—	—	—	5	—	5	—	—	4

Din tabela 1 reiese că, dintre wolframaţi, în mod normal ferberitul ($FeWO_4$) precipită mai întîi (U = 690, P = 3,7), apoi urmează wolframitele comune cu Fe : Mn = 1 : 1 (U = 670, P = 3,5), apoi hübneritul ($MnWO_4$) (U = 658, P = 3) şi la urmă scheelitul (U = 590, P = 2).

Unele varietăţi de scheelit şi molibdoscheelit (seirigite — povelite), cu 1 — 25% MoO_3 în moleculă, datorită paragenului (P = 1,8 — 2), pot să se separe din soluţii în condiţiuni geoenergetice foarte blînde (P = 1 at, T = 120...180°C, C = 1.10^{-3}), adică pot apare şi în filoane meso-epitermale, însoţite de mineralele: Pb, Ag, pirită, stibină, realgar, cinabru (zăcămîntul Atolia, California).

In cazul paragenezei studiate, ordinea de precipitare a wolframaţilor nu este riguros respectată din cauza influenţei legii maselor, a excesului de SiO_2, S^{+2}, şi mai ales de migraţia Fe^{+2} în soluţia hidrotermală.

Teoria paragenilor (emisă de A. E. Fersman) justifică de asemenea cele două generaţii de wolframit: wolframitul I în parageneză cu pirita, siderita (deci exces de Fe^{+2}) şi hübneritul II (bogat în Mn^{+2}, din cauza epuizării Fe^{+2}) depus pe carbonaţi la sfîrşitul ciclului metalogenetic al mineralizaţiei.

In mod practic, teoria paragenilor (care justifică teoretic prezenţa scheelitului în filoanele mesotermale) ne face să presupunem că scheelitul poate să apară şi în zonele adînci ale altor zăcăminte ale provinciei Baia Mare, iar probabilitatea existenţei unor concentraţii industriale (0,1% W), în zăcămîntul Baia Sprie, nu este exclusă.

Wolframitul (Fe, Mn)WO_4 de la Baia Sprie este bine cunoscut în literatura mineralogică. A fost descris pentru prima dată de J. Krenner în 1875 [8] fiind apoi studiat cristalografic şi chimic de A. Koch în 1925 [6, 7] şi de A. Franzenau şi L. Togody în 1931 [3].

In 1937, V. Zsivny [13] menţionează prezenţa wolframitului şi la Băiuţ.

Conform datelor din literatură şi observaţiilor efectuate asupra paragenezelor din noile deschideri miniere mai adînci, wolframitul (Fe : Mn = 1 : 1) şi hübneritul (Fe : Mn = 1 : 2) apar sub formă de cristale tabulare, lamelare şi aciculare (1—40 mm), cu formele (100) (010) (102) şi striaţiile caracteristice după (010), greutatea specifică medie fiind 7,45. In afară de cristalele bine individualizate din geode, s-au identificat numeroase cristale aciculare (milimetrice şi submilimetrice), diseminate în calcopirită şi cuarţ.

Analiza chimică a hübneritului a dat 76,14% WO_3, 15,67% MnO şi 8,34% FeO. Tabela 2 ne indică compoziţia chimică a termenilor seriei hübnerit-ferberit, din cîteva zăcăminte din străinătate.

Prin analiza spectrografică a diferiţilor termeni (din seria wolframit — hübnerit) din zăcămîntul Baia Sprie, s-au identificat — ca urme — mai multe metale rare, iar corelaţiile dintre compoziţia chimică, microelemente, habitusul cristalin şi paragenezele sînt deosebit de interesante, însă vor alcătui obiectul unei comunicări viitoare.

Tabela 2

Compoziţia chimică a hübneritului de la Baia Sprie, în raport cu mineralele seriei izomorfe $FeWO_4$–$MnWO_4$, exemplificate pe cîteva zăcăminte din străinătate

Zăcămînt	Baia Sprie	Zinnwald Erzgebirge	Ehrenfridersdorf Erzgebirge	Cornwall Anglia	Kurasawa Japonia
Termen mineralogic	Hübnerit	Hübnerit	Wolframit	Wolframit	Ferberit
WO_3 %	76,14	75,72	76,10	74,84	75,21
MnO %	15,67	14,70	4,71	12,55	0,19
FeO %	8,34	9,62	19,24	10,81	24,37
Fe : Mn	1 : 2	1 : 1,5	4 : 1	1 : 1	110 : 1
Gr. sp.	7,45	7,36	7,16	7,27	7,08

Cercetările preliminare asupra wolframitelor din diversele puncte ale orizonturilor XI, XII, XIII, ne fac să presupunem existența a doi termeni diferiți prin compoziție și parageneză și anume:

— wolframit tabular, inclus în pirita masivă, asociat cu calcopirită și uneori cu scheelit. Acest termen (Fe : Mn = 1 : 1) s-a individualizat concomitent și ulterior piritei, în exces de Fe^{+2}.

— hübnerit, acicular și tabular, depus ulterior pe carbonați [$CaCO_3$ — $CaMg(CO_3)_2$ — $FeCO_3$] și cuarț.

Această ipoteză nu este pe deplin verificată; analizele spectrografice ce se execută actualmente asupra diferiților termeni, cu forme și parageneze diferite, vor stabili definitiv această problemă.

Parageneze le wolframitului de la Baia Sprie, determinate pînă în prezent, sînt în număr de cinci și anume:

— Parageneza: (Fe,Mn)WO_4 — $CaWO_4$ — $CuFeS_2$ — SiO_2 descrisă la scheelit.

— Parageneza: (Fe,Mn)WO_4 — $CaWO_4$ — SiO_2 — CaF_2 — CaMg $(CO_3)_2$ — $FeCO_3$ descrisă la scheelit.

— Parageneza: (Fe,Mn)WO_4 — SiO_2 apare în geode, pe cristalele mari (1—100 mm), prismatice — bipiramidate de cuarț — , perfect incolor. Parageneza este destul de asemănătoare cu ocurențele clasice din Erzgebirge, China și Birmania.

— Parageneza: (Fe,Mn)WO_4 — SiO_2 — $CuFeS_2$ — FeS_2 — $FeCO_3$ este specifică crustelor cuarțoase depuse pe pirită și calcopirită masivă.

Cristalele tabulare de wolframit (2—30 mm) depuse pe cuarț, sînt însoțite permanent de sferosiderit și romboedri de calcit.

Succesiunea: pirită — calcopirită — cuarț — wolframit — siderit.

— Parageneza: (Fe,Mn)WO_4 — SiO_2 — $CaCO_3$ — $CaMg(CO_3)_2$ — CaF_2 — $FeCO_3$, în care caz cuarțul și carbonații predomină. Și în această asociație pirita și calcopirita masivă sînt acoperite cu cruste de cuarț, cristale cubice de fluorină (1—3 mm) și romboedri deformați de calcită, dolomit și siderit.

Ceea ce caracterizează această parageneză este fenomenul de depunere a hübneritului (de preferință acicular) pe carbonați.

Succesiunea: sulfuri — cuarț — fluorină — carbonați — hübnerit.

Explicația geochimică a ordinei de precipitare a mineralelor din această parageneză reiese din examinarea tabelei 3.

Calcopirita ($CuFeS_2$ este principalul mineral cuprifer al minereurilor din zonele adînci ale zăcămîntului.

Formează mase compacte, cu irizații violacee și cristale sferoidale (112) [striate pe fața (110)], cu desene interesante: microscopic se pot observa sporadice resturi de blendă provenite prin substituție, incluziuni exagonale idiomorfe de cuarț, foarte rar cristale rombice de scheelit (0,1—1 mm) și paiete de molibdenit (0,01—0,20 mm).

Fenomenele de irizație și alterație progresează mai repede pe fisuri și pe direcții cristalografice bine determinate (110).

Substituie pirita, mispichelul și pirotina fiind substituită de marcasită globulară (în interior cu structura radiară (ø = 0,5—10 mm).

Calcopirita pură de la oriz. XII conține 2 g Au/t și 330 g Ag/t.

Pirita (FeS_2) alcătuiește 20—30% din masa mineralizației, avînd un mod simplu de prezentare și anume: cristale cubice striate (1—10 mm), aglomerări și mase compacte ce sînt permanent însoțite de cuarț masiv și cuarț în cristale prismatice.

Din punct de vedere calcografic, sistemul FeS_2—Fe_2O_3 — Fe_3O_4 — FeS — FeAsS prezintă structuri și corelații paragenetice destul de remarcabile.

Mispichelul (FeAsS) apare în general liber, în cuarț, sub formă de cristale rombice idiomorfe (110) sau aglomerări de cristale. Substituie pirita.

Pirotina (Fe_6S_7) se ivește și mai sporadic, sub formă de plaje (0,2—2 mm), la limita dintre pirită și calcopirită, fiind frecvent marcasitizată.

Molibdenitul (MoS_2) formează incluziuni extrem de sporadice și paiete submilimetrice (0,02—0,30 mm) în calcopirită și cuarț. Mai frecvent a apărut în unele cuarțuri hidrotermale din Valea Borcutului.

Oligistul (α —Fe_2O_3) este destul de răspîndit. cristalele aciculare și lamelare (0,2—5 mm), romboedrice (1011) alungite, sînt libere în gangă și asociate cu pirita. Datorită acțiunii reducătoare a soluțiilor sulfuroase hidrotermale, oligistul este frecvent muschetovitizat, adică redus și pseudomorfozat la magnetit.

Blenda (Zn,Fe)S feruginoasă în ramurile cuproase studiate nu formează decît incluziuni (0,1—1 mm) substituite în calcopirită.

Marcasita (FeS_2) substituie descendent pirotina și calcopirita. Procesul de marcasitizare al calcopiritei, cu formare de marcasită globulară (cu structură radiară), este destul de rar citat în literatură (11).

Minerale de gangă

Cuarțul (SiO_2) este mineralul de gangă predominant ce alcătuiește 50—80% din umplutura filoniană. Apare sub mai multe forme:

— cuarț α, granular (Ø = 0,2 — 2 mm), cu fenomene de coroziune magmatică, ce reprezintă relicte din structura rocii riolitice;

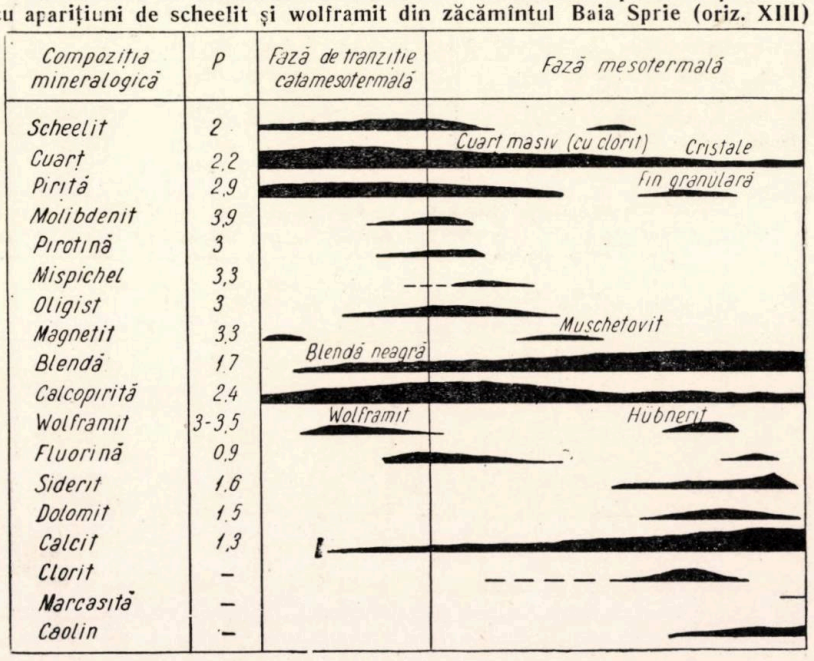
— cuarț β, masiv, hidrotermal, alburiu microcristalin, ce sintetizează structuri pavimentoase, formate din granule zigzagate neisometrice (0,03—1 mm);

— cuarț masiv verde, cu incluziuni numeroase de clorit (paiete, clorit foliaceu, agregate radiare și arborescente);

— cuarț masiv roșcat și cristale ciuruite de incluziuni submilimetrice de göthit:

Tabela 3

Succesiunea de cristalizare a mineralelor din minereul piritos cuprifer cu apariții de scheelit și wolframit din zăcămîntul Baia Sprie (oriz. XIII)



— cuarț în cristale mari, în geode, indivizii cristalini prismatici (1—40 mm) sînt transparenți, cu predominarea formelor (1010) (1011) etc. Și ametistul apare frecvent.

Scheelitul se asociază de preferință cu cuarțul verzui, iar wolframitul cu cuarțul individualizat cu cristale transparente.

In cuarțurile studiate, s-au observat și numeroase relicte de feldspați complet caolinizați, provenite tot din riolit.

Carbonații, adică calcitul, dolomitul și sideritul, apar exclusiv sub formă de cristale romboedrice (1011) de 1—20 mm, cu deformații și striații caracteristice. Uneori se găsesc concrețiuni globulare (1—10 mm) de sferosiderit.

Conform teoriei parageniilor, carbonații au precipitat la sfîrșitul cristalizării masei filoniene.

Fluorina (CaF_2) apare sporadic și de preferință în vecinătatea wolframitului și scheelitului, sub formă de cristale cubice (0,1—3 mm) și incrustații neregulate, incolore, albe și verzui, depuse pe cuarț și în strînse corelații parageneticе cu carbonații și wolframații.

Concluzii

In nota de față se semnalează pentru prima dată prezența scheelitului în orizonturile inferioare ale zăcămîntului Baia Sprie și, ca concluzii finale, se pot preciza următoarele:

1. Scheelitul s-a pus în evidență, sub formă de cristale de 1—20 mm, în orizonturile XI, XII și XIII, și în ramurile cuproase, în parageneză cu cuarțul, pirita, calcopirita și wolframitul.

2. Se descriu principalele parageneze ale scheelitului și wolframitului [sistemul: $CaWO_4$ — $(Fe,Mn)WO_4$ — FeS_2 — $CuFeS_2$ — CaF_2 — SiO_2 — $FeCO_3$ — $CaMg(CO_3)_2$], succesiunea de cristalizare, precum și corelațiile parageneticе ale mineralelor.

3. Paragenul geochimic-geoenergetic ($P = 2$) de individualizare a scheelitului, justifică parageneza sa cu sulfurile și cuarțul zonei mesotermale și cu erupțiile rocilor acide.

4. Frecvența scheelitului și wolframitului în cele trei orizonturi inferioare ne face să credem că o probare sistematică pentru dozarea cantitativă a wolframului nu ar fi prematură ci chiar necesară.

5. Anumite zone (deocamdată mai restrînse) ale orizonturilor XII și XIII, în special ramurile cuproase, au indicat conținuturi de 0,02—0,10 W, care în prezența (și prin valorificarea) calcopiritei și piritei, ar putea deveni industrializabile.

6. Premizele geochimice amintite în cadrul lucrării ne îndreptățesc să credem că în adîncime frecvența scheelitului poate să crească, deschizîndu-se astfel posibilitatea extragerii sale ca subprodus, alături de producția principală de pirită și calcopirită și celelalte sulfuri complexe.

Avînd în vedere consanguinitatea geochimică și metagenetică a zăcămintelor filoniene din bazinul minier Baia Mare, probabilitatea apariției scheelitului și wolframitului în zonele adînci ale celorlalte zăcăminte rămîne deschisă.

Bibliografie

[1] *Antonescu C.:* Ann. Mines Roumanie, 1934, nr. 2, 4, 6 și 10.
[2] *Cotta B. v.:* Berg- u. Hüttenmänn. Zeitung, Leipzig, 1861, pag. 80.
[3] *Franzenau A., Tokody L.:* Math. u. Naturwiss. Ber. aus Ungarn 1931 (38), pag. 236—284.
[4] *Helke A.:* Ber. Freib. Geol. Ges. 1935 (15).
[5] *Helke A.:* Arh. f. Lagerst. Forsch. 1938 (66).
[6] *Koch A.:* Ann. Mus. Nat. Hung. Bud. 1925 (23), pag. 142.
[7] *Koch A.:* Földt. Közl., Bud. 1925.
[8] *Kreneer J.:* Tschermack's Miner. Petrogr. Mitt. Wien, 1875, nr. 1, pag. 9—12.
[9] *Palfy M. v.:* Jahresber. d. kg. Ung. Geol. Reichsanst. 1915 (F).
[10] *Posepny F.:* Földt. Közl. IV, 1874.
[11] *Schneiderhöhn H.:* Zentralbl. f. Min. 1928, A. pag. 405.
[12] *Superceanu C.:* Rev. Minelor, Buc., 1956, nr. 4 și 5.
[13] *Zsivny V.:* A. Sz. Istv. Ak. Ert. Bud. 1937, (12), pag. 33—37.

Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării și valorificării cărbunilor bruni lemnoși (ligniți) din R.P.R.

Partea a III-a: Deshidratarea ligniților prin procedeul Fleissner

Prof. dr. ing. **I. Blum**
Institutul de Energetică al Academiei R.P.R.

Ing. **M. Rosenberg**
Institutul Politehnic, București

A. Generalități

Deshidratarea cărbunilor, în autoclave, cu aburi sub presiune, după procedeul propus de Fleissner [1], reprezintă una din căile de înnobilare a cărbunilor bruni.

Prin deshidratare, după procedeul Fleissner — datorită modificării structurii coloidale și capilare a cărbunelui, precum și datorită unei ușoare creșteri artificiale a gradului de incarbonizare a acestora — se obține un combustibil cu umiditate mai redusă (16—18%), cu putere calorifică mai ridicată și cu o rezistență la stocare mult superioară celei a cărbunelui brut, inițial.

La început, acest procedeu și-a găsit aplicare numai pentru cărbunii bruni lemnoși, lignitici. Intr-un studiu cu privire la uscarea cărbunilor prin procedeul Fleissner [2], descriind instalația și procedeul folosit la Köflach (Austria), Rosin trage concluzia că acest procedeu de înnobilare, valabil pentru cărbunii bruni tari, lemnoși, nu poate fi aplicat cărbunilor bruni amorfi (germani), din cauza pierderilor ridicate de cărbune în șlam.

Descrierile ulterioare ale diferitelor instalații de deshidratare după acest procedeu, precum și lucrările cercetătorilor privind înnobilarea cărbunilor bruni prin deshidratare [3, 4, 5], se referă de asemenea la cărbunii bruni tari, cu structură lemnoasă.

Abia în ultimii ani, Lissner [6] a studiat aplicarea procedeului Fleissner și la deshidratarea cărbunilor bruni amorfi, germani, cu conținut ridicat de sare.

Scopul principal urmărit de Lissner, la deshidratarea acestor cărbuni, a fost nu atît obținerea unei rezistențe mai mari la stocare a cărbunilor sau micșorarea umidității lor, ci în primul rînd reducerea conținutului de sare din cărbune, pentru a-l face utilizabil pentru prelucrări tehnologice ulterioare (brichetare, semicarbonizare etc.).

Rezultatele obținute de Lissner, la deshidratarea cărbunilor bruni amorfi, de Ammendorf, în prealabil tratați cu acid clorhidric, au fost satisfăcătoare.

Studiind comportarea la brichetare a cărbunilor bruni amorfi — deshidratați după procedeul propus de Lissner-Ramler și Knopfe [7] au găsit că acești cărbuni (de Ammendorf), contrar așteptărilor, nu și-au pierdut de loc susceptibilitatea de brichetare fără liant, ci, dimpotrivă, și-au îmbunătățit-o simțitor.

Intr-o lucrare ulterioară [8], Rammler și Baunack studiază influența deshidratării cărbunilor bruni amorfi, în autoclave cu aburi sub presiune, asupra structurii lor și asupra susceptibilității lor pentru diferite prelucrări tehnologice ulterioare. In lucrarea lor [8], autorii menționează valabilitatea tehnică a acestui procedeu și pentru cărbunii bruni amorfi, atît ca primă treaptă de uscare ce urmează a fi completată apoi cu o uscare mai avansată, directă sau indirectă, în tobe de uscare, cît și ca tehnologie independentă de înnobilare a acestor cărbuni în vederea obținerii unor produse combustibile cu conținut caloric mai concentrat, care să suporte economic transportul la distanțe mai mari de mină.

In țara noastră există premizele necesare dezvoltării industriei de înnobilare a cărbunilor bruni indigeni, prin deshidratare, după procedeul Fleissner.

Zăcămintele de cărbune brun din țara noastră sînt în cea mai mare parte de tipul cărbunilor bruni lemnoși — ligniți — caracterizați prin conținut ridicat de balast — cenușă și umiditate —, prin putere calorifică mai mică și printr-o slabă rezistență la stocare. După cîteva săptămîni de depozitare la aer — îndeosebi vara — blocurile de lignit se exfoliază și se mărunțesc, degradîndu-se.

Deshidratarea prin procedeul Fleissner a lignitului brut, ciuruit, pe lîngă faptul că duce la o concentrare a conținutului caloric al combustibilului, îi conferă totodată și o bună rezistență la intemperii, permițînd o stocare îndelungată a acestuia.

Lignitul deshidratat reprezintă un bun combustibil casnic și industrial.

Din punct de vedere al necesarului de căldură, pentru uscare, deshidratarea prin procedeul Fleissner pare avantajoasă, chiar în raport cu căile clasice de uscare — în tobe de uscare, cu aburi sau cu gaze arse — ea necesitînd numai cca. 65% din cantitatea de căldură consumată la celelalte procedee, pur tehnice, de uscare. In cazul deshidratării, prin procedeul Fleissner, cantitatea mai redusă de căldură, necesară pentru eliminarea aceleiași cantități de apă din cărbune, la nivele identice de umiditate, se datorește faptului că, prin natura termomecanică a acestui procedeu de uscare, o parte din apa conținută în cărbune este eliminată în stare lichidă.

Procedeul de deshidratare Fleissner, răspîndit actualmente în multe țări bogate în zăcăminte de cărbuni bruni lemnoși — Austria, Italia, Canada etc. —, nu ridică în exploatare, la deshidratarea acestor cărbuni, nici o problemă tehnică sau tehnologică mai dificilă.

Dacă, însă, din punct de vedere tehnologic, problema înnobilării cărbunilor bruni — în special a ligniților — prin procedeul Fleissner, este pe deplin rezolvată, aspectele tehnico-economice ale acestui procedeu, fiind diferite de la țară la țară și de la un cărbune la altul, necesită o analiză atentă, în condițiile concrete respective.

Lucrarea de față caută să prezinte, în cele ce urmează, o analiză comparativă a aspectelor tehnico-economice ale deshidratării ligniților, prin procedeul Fleiss-

ner, în raport cu celelalte căi de valorificare tehnică, aplicabile lignitilor din țara noastră și valabile în condițiile tehnice și economice ale R.P.R.

B. Calculul prețului de cost al produselor deshidratării

Pentru compararea diferitelor căi de prelucrare s-a pornit de la o materie primă etalon — lignitul brut, ciuruit — cu caracteristicile chimico-tehnice așa cum rezultă la prelucrarea lignitului brut prin ciuruire, analizată de autori în partea I. [9].

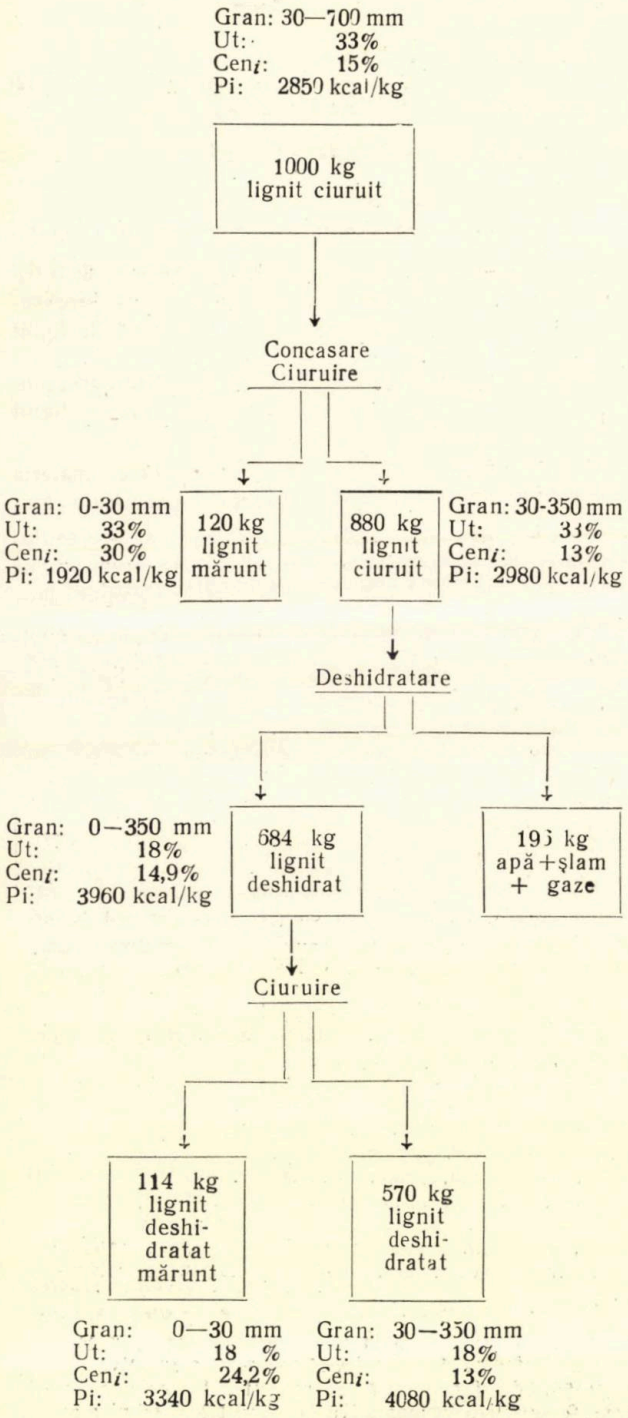


Fig. 1. Schema fluxului tehnologic și bilanțul de materiale la deshidratarea lignitului, după sistemul Fleissner.

Ca bază pentru analiza tehnico-economică a deshidratării lignitului ciuruit, prin procedeul Fleissner, s-a considerat schema tehnologică de principiu, a procesului de deshidratare, cu bilanțul material respectiv, redat în fig. 1.

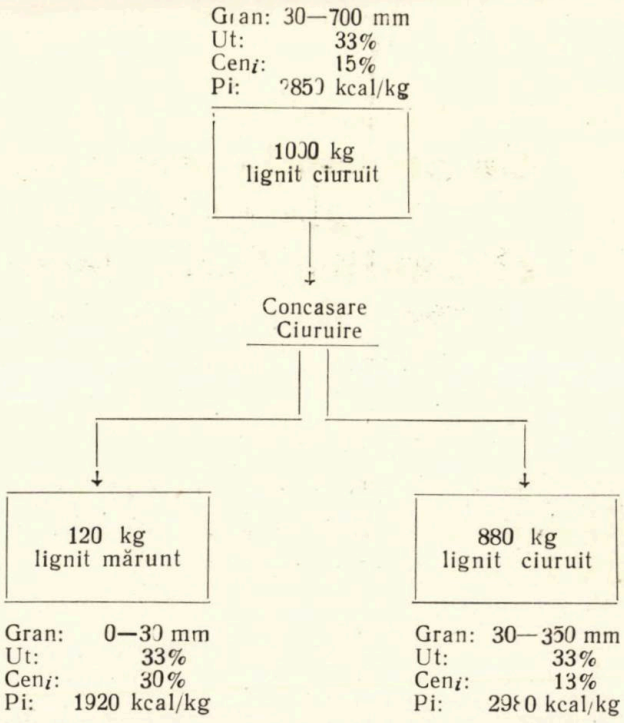


Fig. 2. Schema fluxului tehnologic și bilanțul de materiale la concasarea și ciuruirea lignitului brut, inițial, în vederea deshidratării prin procedeul Fleissner.

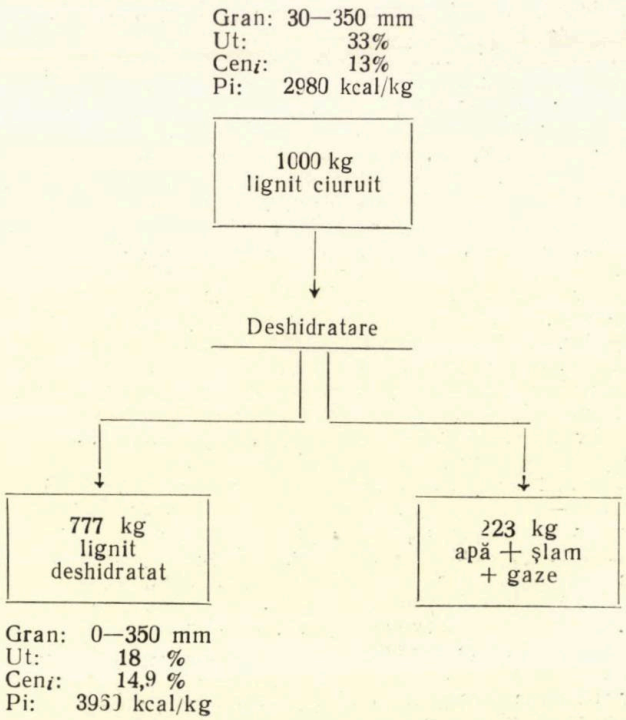


Fig. 3. Schema fluxului tehnologic și bilanțul de materiale, la faza de deshidratare propriu-zisă — a *II*-a — a lignitului, în procedeul Fleissner.

După cum se vede din schema prezentată în fig. 1, procesul tehnologic de deshidratare a lignitului, destul de complex în ansamblul lui, este alcătuit din trei faze tehnologice succesive, simple:

— *faza I:* concasarea și ciuruirea lignitului inițial;
— *faza a II-a:* deshidratarea lignitului ciuruit;
— *faza a III-a:* ciuruirea lignitului deshidratat.

Pentru a ușura cuprinderea în ansamblu a procesului, se vor analiza în prealabil, separat, fazele tehnologice simple, constitutive, menționate mai sus.

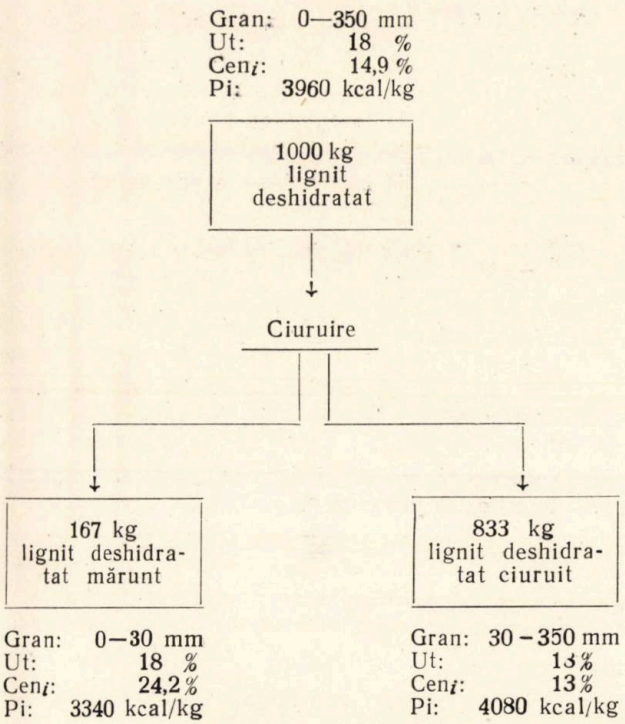


Fig. 4. Schema fluxului tehnologic și bilanțul de materiale, la ciuruirea lignitului deshidratat, prin procedeul Fleissner.

Fig. 2, 3 și 4 redau schema sumară a fiecărei faze în parte, cu bilanțul de materiale respectiv.

Materia primă ce intră în prelucrare, în prima fază, *I*-a, a procesului tehnologic de deshidratare, o constituie lignitul brut, ciuruit, A_0^I de granulație 30—700 mm.

Fazele tehnologice, a *II*-a și a *III*-a, redate în schemele din figurile 3 și 4, prelau ca materie primă, pentru prelucrare, produsul semifinit corespunzător, așa cum rezultă prin prelucrare, în faza anterioară, cu caracteristicile chimico-tehnice respective.

Prin concasarea și ciuruirea lignitului inițial A_0^I în faza *I*-a a procesului de deshidratare, rezultă două produse ale prelucrării: lignitul mărunt, A_1^I de granulație 0—30 mm și lignitul concasat și ciurui, A_2^I, de granulație 30—120, 30—150, 30—200 sau 30—300 (350) mm. Granulația maximă a lignitului concasat ciuruit este condiționată atît de natura termo-mecanică a procesului de uscare, cît și de gradul de sfărîmare al concasorului folosit și de diametrul orificiilor de încărcare și descărcare ale autoclavelor instalației de deshidratare.

Această fază de concasare și ciuruire — faza *I*-a — nu diferă, în principiu, aproape deloc de prelucrarea lignitului brut, ocnă, prin ciuruire, analizată de autori [9]. Din această cauză, pentru calculul prețului de cost pe tona de combustibil rezultat prin prelucrare, în faza I-a, se pot aplica întocmai formulele de calcul stabilite în lucrarea [9], menționată mai sus.

Astfel, considerînd costul lignitului brut, ciuruit, A_0^I, egal cu $C_{t_0}^{Im}$ lei/t, la mină, prețul de cost, pe tona $C_{t_1}^{Im}$ și $C_{t_2}^{Im}$ al produselor A_1^I și A_2^I, obținute prin prelucrare la locul de extracție, va fi dat de formulele:

$$C_{t_1}^{Im} = I_1^I \; C_{t_0}^{Im} \quad \text{(lei/t)} \tag{1}$$

și, respectiv:

$$C_{t_2}^{Im} = I_2^I C_{t_0}^{Im} + \frac{C_{pr}^I}{a_2^I} \quad \text{(lei/t)}, \tag{2}$$

în care:

I_1^I și I_2^I reprezintă indicii de concentrare prin prelucrare, în faza *I*-a, ai produselor A_1^I și A_2^I;

C_{pr}^I — costul prelucrării în faza *I*-a a procesului tehnologic, raportat la tona de lignit inițial, în lei/t;

a_2^I — cantitatea de produs A_2^I obținut prin concasare și ciuruire, dintr-o tonă de lignit inițial în t/t.

In faza a *II*-a a procesului de deshidratare, materia primă A_0^{II} folosită pentru prelucrare o constituie produsul semifinit A_2^I, obținut în faza I-a a procesului tehnologic după concasare și ciuruire. Din acest produs $A_0^{II}\left(=A_2^I\right)$, se obține prin deshidratare un singur produs utilizabil: lignitul deshidratat, A_2^{II}. Apa și șlamul ce rămîn ca un al doilea produs al deshidratării, A_1^{II}, constituie un deșeu neutilizabil ce se evacuează la decantor și apoi la haldă.

Ca schemă de prelucrare, această fază a *II*-a, este analoagă, în principiu, cu epurarea umedă a lignitului mărunt unde se obține, de asemenea, din produsul brut inițial un singur produs combustibil utilizabil: lignitul mărunt, epurat.

Din această cauză, pentru calculul prețului de cost al produsului obținut prin deshidratare, se pot utiliza formulele de calcul stabilite de autori, la analiza aspectelor tehnico-economice ale epurării umede a lignitului mărunt [10].

Astfel, costul tonei de lignit deshidratat, la mină $C_{t_2}^{IIm}$, va fi dat de formula:

$$C_{t_2}^{IIm} = \frac{C_{t_0}^{IIm} + C_{pr}^{II}}{a_2^{II}} \quad \text{(lei/t)}. \tag{3}$$

Inlocuind în formulă pe $C_{t_0}^{IIm}\left(=C_{t_2}^{Im}\right)$ cu valoarea sa stabilită prin relația (2) de mai sus, formula (3) devine:

$$C_{t_2}^{IIm} = \frac{I_2^I C_{t_0}^{Im} + \frac{C_{pr}^I}{a_2^I} + C_{pr}^{II}}{a_2^{II}} \quad \text{(lei/t)}. \tag{4}$$

Costul lignitului deshidratat la consumatori situaţi la distanţe mai mari de mină, $C^{IIc}_{t_2}$, va fi dat de relaţia:

$$C^{IIc}_{t_2} = \frac{I^I_2 C^{Im}_{t_0} + \frac{C^I_{pr}}{a^I_2} + C^{II}_{pr}}{a^{II}_2} + C_{tr} \quad \text{(lei/t)}, \quad (5)$$

iar costul milionului de kcal utile, la mină sau la distanţe mai mari de mină, folosind lignitul deshidratat, va fi dat de relaţia:

$$C^{IIm}_{MIO_2 ut} = \left(\frac{I^I_2 C^{Im}_{t_0} + \frac{C^I_{pr}}{a^I_2} + C^{II}_{pr}}{a^{II}_2 Q^{II}_2} \right) \cdot 1000 \quad \text{(lei/MIO kcal utile)} \quad (6)$$

şi respectiv:

$$C^{IIc}_{MIO_2 ut} = \left(\frac{I^I_2 C^{Im}_{t_0} + \frac{C^I_{pr}}{a^I_2} + C^{II}_{pr}}{a^{II}_2 Q^{II}_2} + \frac{C_{tr}}{Q^{II}_2} \right) \cdot 1000 \quad \text{(lei/MIO kcal utile)} \quad (7)$$

In formulele de mai sus, I^I_2, $C^{Im}_{t_0}$, C^I_{pr} şi a^I_2 au semnificaţiile arătate anterior, iar

C^{II}_{pr} reprezintă costul prelucrării, în faza a *II*-a a procesului tehnologic — adică al deshidratării propriu-zise — în lei/t lignit A^{II}_0;

C_{tr} — costul transportului pînă la consumatori în lei/t;

a^{II}_2 — cantitatea de lignit deshidratat, A^{II}_2, obţinută dintr-o tonă de lignit concasat şi ciuruit în t/t;

Q^{II}_2 — conţinutul caloric util, al lignitului deshidratat, în kcal utile/kg.

Dacă lignitul deshidratat, A^{II}_2, mai este supus, în faza a *III*-a, unei ciuruiri finale, cu separarea pe două sorturi granulometrice — lignitul deshidratat, mărunt, A^{III}_1, de granulaţie 0 — 30 mm şi lignitul deshidratat ciuruit, A^{III}_2, de granulaţie > 30 mm — atunci costul acestor produse finale, obţinute în procesul de deshidratare — în cazul utilizării la mină va fi dat de relaţiile:

$$C^{IIIm}_{t_1} = \frac{I^{III}_1 \left(I^I_2 C^{Im}_{t_0} + \frac{C^I_{pr}}{a^I_2} + C^{II}_{pr} \right)}{a^{II}_2} \quad \text{(lei/t)} \quad (8)$$

şi

$$C^{IIIm}_{t_2} = \frac{I^{III}_2 \left(I^I_2 C^{Im}_{t_0} + \frac{C^I_{pr}}{a^I_2} + C^{II}_{pr} \right)}{a^{II}_2} + \frac{C^{III}_{pr}}{a^{III}_2} \quad \text{(lei/t)} \quad (9)$$

In cazul utilizării acestor produse la distanţe mai mari de mină, în relaţiile de mai sus mai intervine şi costul transportului, C_{tr}. Relaţiile (8) şi (9) devin astfel

$$C^{IIIc}_{t_1} = \frac{I^{III}_1 \left(I^I_2 C^{Im}_{t_0} + \frac{C^I_{pr}}{a^I_2} + C^{II}_{pr} \right)}{a^{II}_2} + C_{tr} \quad \text{(lei/t)} \quad (10)$$

şi

$$C^{IIIc}_{t_2} = \frac{I^{III}_2 \left(I^I_2 C^{Im}_{t_0} + \frac{C^I_{pr}}{a^I_2} + C^{II}_{pr} \right)}{a^{II}_2} + \frac{C^{III}_{pr}}{a^{III}_2} + C_{tr} \quad (11)$$

In relaţiile de mai sus, pe lîngă notaţiile ale căror semnificaţii s-au precizat anterior, mai apar următoarele notaţii şi simboluri:

$C^{IIIm}_{t_1}$ şi $C^{IIIm}_{t_2}$ reprezintă costul produsului deshidratat A^{III}_1 şi A^{III}_2, la mină, în lei/t;

$C^{IIIc}_{t_1}$ şi $C^{IIIc}_{t_2}$ — costul aceloraşi produse, A^{III}_1 şi A^{III}_2, la consumator, în lei/t;

I^{III}_1 şi I^{III}_2 — indicii de concentrare prin prelucrare, în faza a *III*-a a produselor A^{III}_1 şi A^{III}_2;

C^{III}_{pr} — costul ciuruirii finale a lignitului deshidratat, în lei/t lignit A^{III}_0;

a^{III}_2 — cantitatea de lignit deshidratat, ciuruit, A^{III}_2, obţinut dintr-o tonă de lignit deshidratat iniţial, A^{III}_0 în t/t.

Costul milionului de kcal utile, la mină sau la distanţe mai mari de locul de extracţie, la produsele finale ale deshidratării — A^{III}_1 şi A^{III}_2 — poate fi exprimat prin următoarea relaţie generală:

$$C^{IIIc}_{MIO_i ut} = \left(\frac{I^{III}_i}{Q^{III}_i} \cdot \frac{I^I_2 C^{Im}_{t_0} + \frac{C^I_{pr}}{a^I_2} + C^{II}_{pr}}{a^{II}_2} + \frac{\frac{C^{III}_{pr}}{a^{III}_2} + C_{tr}}{Q^{III}_i} \right) \cdot 1000 \quad \text{(lei/MIO kcal utile)} \quad (12)$$

Dacă înlocuim raportul $\frac{C^n_{pr}}{a^n_2}$ cu notaţia M^n, relaţia (12), de mai sus, devine:

$$C^{IIIc}_{MIO_i ut} = \left(\frac{I^{III}_i}{Q^{III}_i} \cdot \frac{I^I_2 C^{Im}_{t_0} + M^I + C^{II}_{pr}}{a^{II}_2} + \frac{M^{III} + C_{tr}}{Q^{III}_i} \right) \cdot 1000 \quad \text{(lei/MIO kcal utile)} \quad (13)$$

în care, pe lîngă notaţiile folosite anterior, mai apar următoarele notaţii şi simboluri:

$C^{IIIc}_{MIO_i ut}$ reprezintă costul milionului de kcal utile pentru produsul finit, A^{III}_i, la consumator, în lei/MIO kcal utile;

M^I şi M^{III} — costul prelucrării, în faza respectivă, (*I*-a şi a *III*-a), raportat la produsul finit, obţinut prin prelucrare, în lei/t;

Q^{III}_i — conţinutul caloric util al produsului finit, A^{III}_i, în kcal utile/kg.

Tabela 1

Formulele de calcul al prețului de cost pe tonă, la combustibilul brut și prelucrat, din diferite faze ale procesului tehnologic de deshidratare

Fazele procesului tehnologic		Materia primă și finită a fazei tehnologice respective		Formulele de calcul al prețului de cost, pe tonă, la mină	
Simbol	Operații	Materia primă	Produse finite	Simbol	Formula de calcul
1	2	3	4	5	6
I	Concasarea și ciuruirea materiei prime	— lignit ciuruit (30—700 mm)	—	$C_{t_0}^{Im}$	$C_{t_0}^{Im}$
		—	a) lignit concasat mărunt (0—30 mm)	$C_{t_1}^{Im}$	$I_1^I \; C_{t_0}^{Im}$
		—	b) lignit concasat ciuruit (30—350 mm)	$C_{t_2}^{Im}$	$I_2^I \; C_{t_0}^{Im} + \frac{C_{pr}^I}{a_2^1}$
II	Deshidratare	— lignit concasat ciuruit (30 — 350 mm)	—	$C_{t_0}^{IIm} = C_{t_2}^{Im}$	$I_2^I \cdot C_{t_0}^{Im} + \frac{C_{pr}^I}{a_2^1}$
		—	— lignit deshidratat (0 — 350 mm)	$C_{t_2}^{IIm}$	$\frac{I_2^1 \cdot C_{t_0}^{Im} + \frac{C_{pr}^I}{a_2^I} + C_{pr}^{II}}{a_2^{II}}$
III	Ciuruirea lignitului deshidratat	— lignit deshidratat (0 — 350 mm)	—	$C_{t_0}^{IIIm} = C_{t_2}^{IIm}$	$\frac{I_2^I \cdot C_{t_0}^{Im} + \frac{C_{pr}^I}{a_2^I} + C_{pr}^{II}}{a_2^{II}}$
			a) lignit deshidratat mărunt (0—30 mm):	$C_{t_1}^{IIIm}$	$\frac{I_1^{III}\left(I_2^I \cdot C_{t_0}^{Im} + \frac{C_{pr}^I}{a_2^I} + C_{pr}^{II}\right)}{a_2^{II}}$
			b) lignit deshidratat ciuruit (30—350 mm)	$C_{t_2}^{IIIm}$	$\frac{I_2^{III}\left(I_2^I \cdot C_{t_0}^{Im} + \frac{C_{pr}^I}{a_2^I} + C_{pr}^{II}\right)}{a_2^{II}} + \frac{C_{pr}^{III}}{a_2^{III}}$

Tabela 1 prezintă, în mod sinoptic, formulele de calcul al prețului de cost pe tonă, la mină, pentru combustibilul brut și prelucrat, din diferitele faze ale procesului tehnologic de deshidratare.

In tabela 2 se prezintă formulele de calcul al prețului de cost, pe tonă, la consumator, pentru lignitul deshidratat brut, mărunt sau ciuruit, iar în tabela 3, formulele de calcul al prețului de cost pe milionul de kcal utile, pentru aceiași combustibili.

Pentru calculul grafic, comparativ, al prețului de cost pe tonă și milionul de kcal utile obținut la arderea lignitului deshidratat brut, mărunt sau ciuruit, la mină sau la distanțe mai mari de mină, pentru diferitele situații posibile — ca, de ex.: variația costului materiei prime sau al manoperei, variația randamentului în prelucrare, variația indicelui de concentrare etc. — s-a întocmit, în baza relației generale [13], nomograma de calcul, redată în fig. 5.

Aplicarea formulei generale (13) și a nomogramei de calcul din fig. 5, trebuie făcută cu atenție, ținîndu-se seama și de cele precizate în lucrările anterioare [9] și [10] ale autorilor, cu privire la aplicarea și interpretarea nomogramelor similare, prezentate în lucrările respective.

Astfel, pentru calculul costului milionului de kcal utile, obținute prin arderea lignitului deshidratat, brut, A_0^{III}, la mină, în relația (13) se vor face următoarele înlocuiri:

$C_{MIO_i ut}^{IIIc}$	va deveni	$C_{MIO_0 ut}^{IIIm} \left(= C_{MIO_2 ut}^{IIm}\right)$
I_i^{III}	va deveni	egal 1
Q_i^{III}	va deveni	$Q_0^{III} \left(= Q_2^{II}\right)$
M^{III}	va deveni	egal zero
C_{tr}	va deveni	egal zero

Relația (13) se transformă astfel în relația (6), mai simplă, stabilită anterior.

C. Analiza tehnico-economică a deshidratării lignitului prin procedeul Fleissner

In capitolul anterior s-au prezentat schemele fluxului tehnologic și bilanțul de materiale, atît pentru ansamblul procesului de deshidratare, cît și pentru fiecare fază în parte. Pornind de la aceste scheme și folosind relațiile de calcul (11) și (13), stabilite mai sus, se pot calcula prețurile de cost ale combustibililor obținuți prin deshidratare, pe tonă și unitate calorică utilă, după cum se exemplifică în tabelele 4, 5 și 6 pentru cele trei faze tehnologice succesive, ale procesului tehnologic de deshidratare.

In tabela 4 s-a luat în considerare pentru calcul lignit brut, ciuruit, cu preț de cost de 48, 94 și 140 lei/t, așa cum rezultă din calculele prezentate în lucrarea [9], la analiza aspectelor tehnico-economice ale ciuruirii lignitului brut. Ele corespund unui preț de cost inițial, al materiei

Tabela 2

Formule de calcul al prețului de cost, pe tonă, la consumator, pentru lignitul deshidratat

Nr. crt.	Elemente de calcul	Combustibilul considerat	Simbol	Formula de calcul
1	2	3	4	5
1	Costul tonei de combustibil prelucrat, la consumator:			
	— pt. d=0 km:	a) lignit deshidratat (0—350 mm):	$C^{IIIm}_{t_0}$	$C^{IIIm}_{t_0} = \dfrac{I^{I}_{2} \cdot C^{Im}_{t_0} + M^{I} + C^{II}_{pr}}{a^{II}_{2}}$
		b) lignit deshidratat (0—30 mm):	$C^{IIIm}_{t_1}$	$C^{IIIm}_{t_1} = \dfrac{I^{III}_{1} (I^{I}_{2} C^{Im}_{t_0} + M^{I} + C^{II}_{pr})}{a^{II}_{2}}$
		c) lignit deshidratat (30—350 mm):	$C^{IIIm}_{t_2}$	$C^{IIIm}_{t_2} = \dfrac{I^{III}_{2} (I^{I}_{2} C^{Im}_{t_0} + M^{I} + C^{II}_{pr})}{a^{II}_{2}} + M^{III}$
	— pt. d=300 km	a) lignit deshidratat (0—350 mm):	$C^{IIIc}_{t_0}$	$C^{IIIc}_{t_0} = \dfrac{I^{I}_{2} C^{Im}_{t_0} + M^{I} + C^{II}_{pr}}{a^{II}_{2}} + Ctr$
		b) lignit deshidratat (0—30 mm):	$C^{IIIc}_{t_1}$	$C^{IIIc}_{t_1} = \dfrac{I^{III}_{1} (I^{I}_{2} C^{Im}_{t_0} + M^{I} + C^{II}_{pr})}{a^{II}_{2}} + Ctr$
		c) lignit deshidratat (30—350 mm):	$C^{IIIc}_{t_2}$	$C^{IIIc}_{t_2} = \dfrac{I^{III}_{2} (I^{I}_{2} C^{Im}_{t_0} + M^{I} + C^{II}_{pr})}{a^{II}_{2}} + M^{III} + Ctr$

Tabela 3

Formulele de calcul al prețului de cost, la consumator, pentru milionul de kcal utile, obținut la arderea lignitului deshidratat

Nr. crt.	Elemente de calcul	Combustibilul considerat	Simbol	Formula de calcul
1	2	3	4	5
2	Costul milionului de kcal utile la consumator:			
	— pt. d = 0 km	a) lignit deshidratat (0—350 mm):	$C^{IIIm}_{MIO_0ut}$	$C^{IIIm}_{MIO_0ut} = \left(\dfrac{1}{Q^{III}_{0}} \cdot \dfrac{I^{I}_{2} C^{Im}_{t_0} + M^{I} + C^{II}_{pr}}{a^{II}_{2}}\right) \cdot 1000$
		b) lignit deshidratat (0—30 mm):	$C^{IIIm}_{MIO_1ut}$	$C^{IIIm}_{MIO_1ut} = \left(\dfrac{I^{III}_{1}}{Q^{III}_{1}} \cdot \dfrac{I^{I}_{2} C^{Im}_{t_0} + M^{I} + C^{II}_{pr}}{a^{II}_{2}}\right) \cdot 1000$
		c) lignit deshidratat (30—350 mm)	$C^{IIIm}_{MIO_2ut}$	$C^{IIIm}_{MIO_2ut} = \left(\dfrac{I^{III}_{2}}{Q^{III}_{2}} \cdot \dfrac{I^{I}_{2} C^{Im}_{t_0} + M^{I} + C^{II}_{pr}}{a^{II}_{2}} + \dfrac{M^{III}}{Q^{III}_{2}}\right) \cdot 1000$
	pt. d = 300 km	a) lignit deshidratat (0—350 mm)	$C^{IIIc}_{MIO_0ut}$	$C^{IIIc}_{MIO_0ut} = \left(\dfrac{1}{Q^{III}_{o}} \cdot \dfrac{I^{I}_{2} C^{Im}_{t_0} + M^{I} + C^{II}_{pr}}{a^{II}_{2}} + \dfrac{Ctr}{Q^{III}_{o}}\right) \cdot 1000$
		b) lignit deshidratat (0—30 mm):	$C^{IIIc}_{MIO_1ut}$	$C^{IIIc}_{MIO_1ut} = \left(\dfrac{I^{III}_{1}}{Q^{III}_{1}} \cdot \dfrac{I^{I}_{2} C^{Im}_{t_0} + M^{I} + C^{II}_{pr}}{a^{II}_{2}} + \dfrac{Ctr}{Q^{III}_{1}}\right) \cdot 1000$
		c) lignit deshidratat (30—350 mm)	$C^{IIIc}_{MIO_2ut}$	$C^{IIIc}_{MIO_2ut} = \left(\dfrac{I^{III}_{2}}{Q^{III}_{2}} \cdot \dfrac{I^{I}_{2} C^{Im}_{t_0} + M^{I} + C^{II}_{pr}}{a^{II}_{2}} + \dfrac{M^{III} + Ctr}{Q^{III}_{2}}\right) \cdot 1000$

prime etalon — lignitul brut — de 40, 80 şi 120 lei/t, luat ca bază de calcul la analiza comparativă a căilor de valorificare tehnică a ligniţilor, studiate în [9] şi [10].

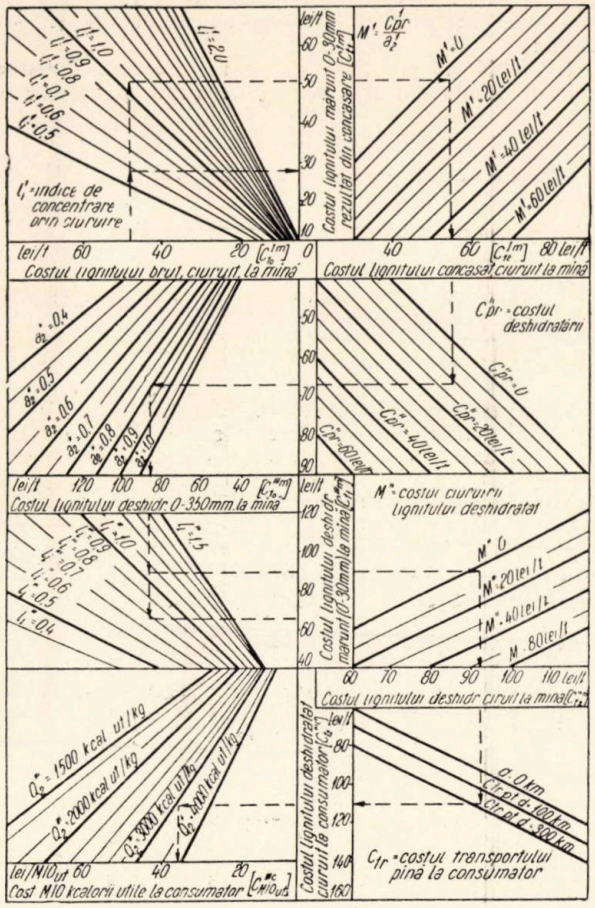


Fig. 5. Nomograma pentru calculul preţului de cost pe tonă şi milionul de kcal utile, la mină şi la consumator, pentru produsele brute şi prelucrate obţinute în procesul de deshidratare a ligniţilor.

Tabela 5 cuprinde calculul tehnico-economic al fazei a *II*-a, de deshidratare propriu-zisă. Aici materia primă folosită pentru prelucrare intră cu preţul de cost ce rezultă după prima fază a procesului tehnologic de deshidratare. Tabela 5 prezintă comparativ costul tonei de lignit brut, ciuruit şi de lignit deshidratat, precum şi costul unităţii calorice utile, atît la locul de extracţie şi prelucrare cît şi la consumatori situaţi la distanţe mai mari de mină şi de fabrica de deshidratare respectivă.

In tabela 6 se prezintă calculul tehnico-economic al ultimei faze a procesului tehnologic de deshidratare: ciuruirea lignitului deshidratat. Tabela 6 arată comparativ preţul de cost pe tonă şi milionul de kcal utile pentru lignitul deshidratat brut, mărunt şi ciuruit, atît la mină cît şi la consumatori situaţi la distanţe mai mari de locul de extracţie şi prelucrare.

Intrucît tabelele 4, 5 şi 6, prezentate mai sus, se referă la utilizarea imediată a combustibililor analizaţi, este necesară completarea acestor date cu aspectele tehnico-economice ce rezultă la o stocare *mai îndelungată* a combustibililor, înainte de utilizarea lor.

Completarea cu aspectele tehnico-economice ce rezultă la stocarea mai îndelungată a combustibilului brut şi deshidratat este indispensabilă la compararea tehnico-economică a acestora, deoarece înseşi raţiunea şi scopul principal al deshidratării este obţinerea unui combustibil *rezistent la stocare*.

Variaţia rezistenţei la stocare la lignitul ciuruit brut şi la lignitul deshidratat rezultă din diagrama redată în fig. 6 şi bazată pe datele încercărilor experimentale efectuate în cadrul Institutului de Energetică al Academiei R.P.R.

Mărunţirea lignitului ciuruit brut sau deshidratat, la stocare mai îndelungată, cu formare de mărunţi (0—30

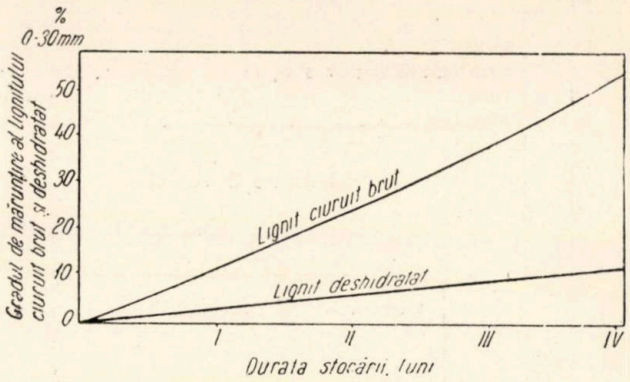


Fig. 6. Variaţia gradului de mărunţire a lignitului ciuruit brut şi deshidratat, în funcţie de durata stocării.

mm), reprezintă în primul rînd o pierdere corespunzătoare de combustibil pentru consumatorii respectivi de lignit ciuruit, cu instalaţii de ardere inadecvate pentru arderea mărunţilor.

Dacă există în apropiere un alt consumator, care să poată utiliza mărunţii rezultaţi, aceştia pot fi valorificaţi ca atare.

Dacă însă nu există în apropiere instalaţii adecvate pentru arderea mărunţilor şi dacă mărunţii ce rezultă zi de zi nu sînt în cantităţi suficient de mari ca să justifice manipularea şi transportul lor la distanţă, aceştia se acumulează pe lîngă depozitele de combustibil ciuruit, sînt spălaţi de ape, se degradează şi se pierd integral.

In ambele cazuri — pentru consumatorul de lignit deshidratat — rezultă o pierdere de conţinut caloric util faţă de conţinutul caloric iniţial al combustibililor şi o creştere corespunzătoare a preţului de cost pe milionul de kcal utile la consumator, creştere mai mică în primul

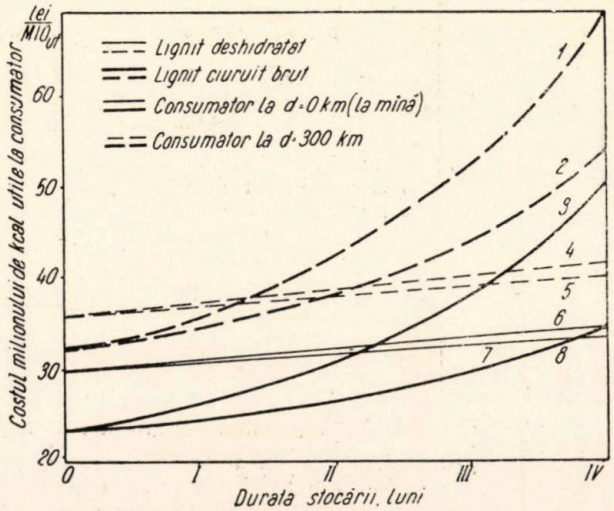


Fig. 7. Variaţia preţului de cost pe milionul de kcal utile, la consumator, în funcţie de durata stocării:
2, 5, 7, 8 — cu utilizarea mărunţilor rezultaţi; *1, 3, 4, 6* — fără utilizarea mărunţilor rezultaţi

caz menţionat mai sus — cu utilizarea mărunţilor — şi mai mare în cazul II (fără utilizarea mărunţilor rezultaţi).

Diagrama din fig. 7 redă variaţia preţului de cost pe milionul de kcal utile, la mină şi la distanţe mai mari de mină, în funcţie de creşterea duratei de stocare. In diagramă s-au reprezentat ambele cazuri menţionate mai sus: cu şi fără utilizarea mărunţilor rezultaţi la stocare.

Concluzii

Din analiza sumară a schemei procesului tehnologic de deshidratare, a datelor de calcul şi a indicilor tehnico-economici respectivi, aşa cum rezultă din tabelele 4, 5 şi 6 şi din diagramele din figurile 6 şi 7, reprezentate mai sus, se desprind următoarele observaţii şi concluzii:

1. Deshidratarea lignitului prin procedeul Fleissner reprezintă una din căile tehnice verificate şi valabile de

Tabela 4

Deshidratarea lignitului după procedeul Fleissner. Calculul tehnico-economic al fazei I-a: concasare-ciuruire

Nr. crt.	Elemente de calcul	Simbol	U/M	Caracteristici chimico-tehnice şi indici tehnico-economici		
1	2	3	4	5	6	7
1	Combustibilul considerat:	—	—	lignit ciuruit (înainte de concasare)	lignit mărunt (rezultat prin concasare)	lignit ciuruit (după concasare)
2	Caracteristicile chimico-tehnice ale combustibilului:					
	— umiditate:	U_t	%	33	33	33
	— cenuşă:	Cen_i	%	15	30	13
	— put. cal. inf.:	P_i	kcal/kg	2850	1920	2980
3	Randament termic (pt. ε = 0,6%/% Cen_i):	$\eta^I_{t_i}$	%	73,4	64,4	74,7
4	Conţinut caloric util:	Q^I_i	$\frac{\text{kcal utile}}{\text{kg}}$	2090	1230	2220
5	Indice de concentrare, prin prelucrare:	I^I_i	—	1	0,59	1,07
6	Cantitatea de combustibil prelucrat, obţinută dintr-o tonă de lignit ciuruit (30—700 mm):	a^I_i	t/t	1	0,12	0,88
7	Costul prelucrării raportat la cărbunele ciuruit, iniţial:	C^I_{pr}	lei/t	3,5	—	—
8	Costul prelucrării raportat la tona de combustibil prelucrat:	M^I	lei/t	—	—	4
9	Costul transportului:	C^I_{tr}	lei/t	—	—	—
10	Costul tonei de combustibil, iniţial şi prelucrat din faza I-a a procesului tehnologic de deshidratare:					
	a) pt. $C^m_{t_o}$ *) = 40 lei/t:	$C^{Im}_{r_i}$	lei/t	48	28,2**)	54,9
	b) „ $C^m_{t_o}$ = 80 „	$C^{Im}_{t_i}$	lei/t	94	55.3**)	103,6
	c) „ $C^m_{t_o}$ =120 „	$C^{Im}_{t_i}$	lei/t	140	82,4**)	152,4
11	Costul milionului de kcal utile la combustibilul iniţiai şi prelucrat:					
	a) pt. $C^m_{t_o}$ = 40 lei/t:	$C^{Im}_{MIO_iut}$	$\frac{\text{lei}}{\text{MIOut}}$	23,0	23,0	24,7
	b) „ $C^m_{t_o}$ = 80 „	$C^{Im}_{MIO_int}$	$\frac{\text{lei}}{\text{MIOut}}$	45,0	45,0	46,7
	c) „ $C^m_{t_o}$ =120 „	$C^{Im}_{MIO_iut}$	$\frac{\text{lei}}{\text{MIOut}}$	78,0	67,5	68,6

*) $C^m_{t_o}$ reprezintă costul tonei de lignit brut, ocnă, la mină, luat ca bază de calcul pentru diferitele căi de valorificare tehnică a ligniţilor.

**) La lignitul mărunt, 0-30 mm, rezultat în această fază a procesului de deshidratare, deşi caracteristicile chimico-tehnice au fost luate identice cu cele ale lignitului mărunt obţinut prin ciuruire, aşa cum s-a analizat în lucrarea [9], preţul de cost pe tonă şi milionul de kcal utile este totuşi ceva mai ridicat la deshidratare, deoarece materia primă din care rezultă aici, lignitul mărunt, este mai scumpă; materia primă o constituie aici nu lignitul brut, ocnă, ci lignitul ciuruit care a suportat deja o prelucrare.

Tabela 5

Deshidratarea lignitului prin procedeul Fleissner. Calculul tehnico-economic al fazei a II-a: deshidratarea

Nr. crt.	Elemente de calcul	Simbol	U/M	Caracteristici chimico-tehnice şi indici tehnico-economici	
1	*2*	*3*	*4*	*5*	*6*
1	Combustibil considerat:	—	—	lignit concasat ciuruit (30–350 mm)	lignit deshidratat (0—350 mm)
2	Caracteristicile chimico-tehnice ale combustibilului:				
	— umiditate:	U_t	%	33	18
	— cenuşă:	Cen_i	%	13	14,9
	— put. cal. infer:	P_i	kcal/kg	2980	3960
3	Randament termic (pt $\varepsilon = 0{,}6\,\%\,\%\,Cen_i$)	η_t^{II}	%	74,6	73,4
4	Conţinut caloric util:	Q_i^{II}	kcal utile / kg	2220	2910
5	Indice de concentrare, prin prelucrare:	I_i^{II}	—	1	1,31
6	Cantitatea de combustibil prelucrat obţinut dintr-o tonă de lignit concasat, ciuruit (30—350 mm):	a_i^{II}	t/t	1	0,777
7	Costul prelucrării raportat la cărbunele concasat ciuruit:	C_i^{II}	lei/t	11,6	—
8	Costul prelucrării raportat la tona de lignit deshidratat:	M^{II}	lei/t	—	15
9	Costul transportului:				
	— pt. d = 0 km:	C_{tr}^{II}	lei/t	—	—
	— pt. d = 300 km:	C_{tr}^{II}	lei/t	18,5	18,5
	Cazul I: **Utilizarea combustibilului iniţial şi prelucrat la mină**				
10	Costul tonei de combustibil iniţial şi prelucrat:				
	a) pt. $C_{t_n}^m$ = 40 lei/t:	$C_{t_i}^{IIm}$	lei/t	54,9	85,6
	b) pt. $C_{t_o}^m$ = 80 „	$C_{t_i}^{IIm}$	„	103,6	148,3
	c) pt. $C_{t_o}^m$ = 120 „	$C_{t_i}^{IIm}$	„	152 4	211,0
11	Costul milionului de kcal uti'e, la combustibilul iniţial şi prelucrat:				
	a) pt. $C_{t_o}^m$ = 40 lei/t:	$C_{MIO_iut}^{IIm}$	lei / *MIOut*	24,7	29,4
	b) pt. $C_{t_o}^m$ = 80 „	$C_{MIO_iut}^{IIm}$	„	46,7	51,0
	c) pt. $C_{t_o}^m$ = 120 „	$C_{MIO_iut}^{IIm}$	„	68,6	72,5
	Cazul II: **Utilizarea combustibilului — iniţal şi prelucrat — la un consumator situat la 300 km de locul de extracţie şi prelucrare**				
12	Costul tonei de combustibil iniţial şi prelucrat:				
	a) pt. $C_{t_o}^m$ = 40 lei/t:	$C_{t_i}^{IIc}$	lei/t	73.4	104,1
	b) pt. $C_{t_o}^m$ = 80 „	$C_{t_i}^{IIc}$	„	122,1	166,8
	c) pt. $C_{t_o}^m$ = 120 „	$C_{t_i}^{IIc}$	„	170,9	229,5
13	Costul milionului de kcal utile, la combustibilul iniţial şi prelucrat:				
	a) pt $C_{t_o}^m$ = 40 lei/t:	$C_{MIO_iut}^{IIc}$	lei *MIOut*	33,1	35,8
	b) pt. $C_{t_o}^m$ = 80 „	„	„	55,0	57,3
	c) pt, $C_{t_o}^m$ = 126 „	„	„	77,0	78,9

Tabela 6

Deshidratarea lignitului după procedeul Fleissner. Calculul tehnico-economic al fazei a III-a: ciuruirea lignitului deshidratat

Nr. crt.	Elemente de calcul	Simbol	U/M	Caracteristici chimico-tehnice şi indici tehnico-economici comparativi		
1	2	3	4	5	6	7
1	Combustibilul considerat:	—	—	lignit deshidratat (0-350 mm)	lignit deshidratat mărunt (0—30 mm)	lignit deshidratat ciuruit (30—350 mm)
2	Caracteristicile chimico-tehnice ale combustibilului:					
	— umiditate:	Ut	%	18	18	18
	— cenuşă:	Cen_i	%	14,9	24,2	13
	— put. cal. inf.:	P_i	kcal/kg	3960	3340	4080
3	Randament termic (pt. $\varepsilon = 0{,}6$ %/% Cen_i):	$\eta_{t_i}^{III}$	%	73,4	67,9	74,6
4	Conţinut caloric util:	Q_i^{III}	kcal ut / kg	2910	2270	3040
5	Indice de concentrare prin prelucrare:	I_t^{III}	—	1	0,78	1,05
6	Cantitatea de combustibil prelucrat clasat, obţinută dintr-o tonă de lignit deshidratat 0-350 mm:	a_i^{III}	t/t	1	0,167	0,833
7	Costul prelucrării raportat la tona de lignit deshidratat 0—350 mm:	C_i^{III}	lei/t	1,5	—	—
8	Costul prelucrării raportat la tona de lignit deshidratat ciuruit:	M^{III}	lei/t	—	—	1,8
9	Costul transportului:					
	pt. d — 0 km:	C_{tr}^{III}	lei/t	—	—	—
	pt. d = 300 km:	C_{tr}^{III}	lei/t	18,5	18,5	18,5
	Cazul I: **Utilizarea combustibilului iniţial şi prelucrat la mină**					
10	Costul tonei de combustibil iniţial şi prelucrat:					
	a) pt. $C_{t_o}^m = 40$ lei/t:	$C_{t_i}^{IIIm}$	lei/t	85,6	66,7	91,3
	b) pt. $C_{t_o}^m = 80$ „	„	„	148,3	115,5	156,9
	c) pt. $C_{t_o}^m = 120$ „	„	„	211,0	164,4	222,5
11	Costul milionului de kcal utile la combustibilul iniţial şi prelucrat:					
	a) pt. $C_{t_o}^m = 40$ lei/t:	$C_{MIO_iut}^{IIIm}$	lei / $MIOut$	29,4	29,4	30 0
	b) pt. $C_{t_o}^m = 80$ „	„	„	51,0	51,0	51,6
	c) pt. $C_{t_o}^m = 120$ „	„	„	72,5	72,5	73,2
	Cazul II: **Utilizarea combustibilului iniţial şi prelucrat la un consumator situat la 300 de km de locul de extracţie şi prelucrare**					
12	Costul tonei de combustibil iniţial şi prelucrat:					
	a) pt. $C_{t_o}^m = 40$ lei/t:	$C_{t_i}^{IIIc}$	lei/t	104,1	85,2	109,8
	b) pt. $C_{t_o}^m = 80$ „	„	„	166,8	134,0	175,4
	c) pt. $C_{t_o}^m = 120$ „	„	„	229,5	182,9	241,0
13	Costul milionului de kcal utile, la combustibilul iniţial şi prelucrat:					
	a) pt. $C_{t_o}^m = 40$ lei/t:	$C_{MIO_iut}^{IIIc}$	lei / $MIOut$	35,9	37,5	36,1
	b) pt. $C_{t_o}^m = 80$ „	„	„	57,3	59,0	57,7
	c) pt. $C_{t_o}^m = 120$ „	„	„	78,9	80,6	79,3

obținere a unui combustibil bun și rezistent la stocare din lignitul ciuruit brut; deshidratarea nu poate fi luată în considerare pentru valorificarea lignitului mărunt.

2. Deshidratarea lignitului se impune ca o primă cale de ameliorare a lignitului brut ciuruit acolo unde există consumatori masivi de combustibil — cale ferată, industrii — cu instalații de ardere adecvate și care cer o anumită cifră minimă de vaporizare, superioară celei a lignitului brut.

3. Deshidratarea lignitului prin procedeul Fleissner mărește în oarecare măsură prețul de cost al unității calorice utile (tabela 6); de aceea, în cazurile unde cifra mai ridicată de vaporizare nu este o condiție indispensabilă și unde stocarea mai îndelungată a combustibilului este rară și întîmplătoare, se va folosi direct lignit brut, ciuruit, oriunde aceasta este posibil, dar numai pînă la o anumită rază de transport.

4. In condițiile menționate la punctul 3 de mai sus și în cazul cînd distanța de transport pînă la consumator depășește 500 km, aspectul economic al utilizării combustibilului la consumator devine mai favorabil folosirii lignitului deshidratat.

5. In cazul necesității de stocare a combustibilului la consumator — cazurile cele mai frecvente la calea ferată, la depozite de combustibil pentru consum casnic și la unele industrii — deshidratarea lignitului ciuruit și utilizarea lignitului deshidratat devine net avantajoasă față de utilizarea lignitului ciuruit brut (fig. 7), începînd de la o durată de stocare ce depășește $1\frac{1}{2}$—2 luni. In genere, această durată de depozitare, la consumatorii menționați, este mult depășită și deci deshidratarea cu atît mai avantajoasă.

6. Din punct de vedere economic, este mai rațional ca stocarea mai îndelungată a lignitului deshidratat — dacă aceasta este indispensabilă — să se facă chiar la uzina de deshidratare, alături de locul de producție, iar la consumator (la distanță) să se asigure numai un mic stoc de rezervă, suficient pentru o eventuală perioadă limită de blocare a căilor de transport. In acest fel se poate înlătura transportul inutil al mărunților formați la stocare.

7. Pentru asigurarea combustibilului necesar la un consumator dat, tonajul transportat, în cazul folosirii lignitului deshidratat, reprezintă numai 70—72% din cel necesar a fi transportat în cazul utilizării lignitului ciuruit brut. Folosirea lignitului deshidratat duce astfel la o degrevare a transportului pe calea ferată, problemă deosebit de acută în anumite perioade ale anului și pe anumite trasee de cale.

8. In ansamblu, în limitele precizate mai sus, deshidratarea după procedeul Fleissner, ca procedeu de ameliorare specific cărbunilor bruni lemnoși — ligniții — trebuie luat în considerare spre aplicare, ca fiind una din căile cele mai economice de înnobilare a lignitului ciuruit brut.

Bibliografie

[1] *Fleissner H.:* Die Trocknung stückiger Braunkohle, Berg-und Hüttenmännisches Jahrbuch (Leoben), Bd. 74 (1926), pag. 104.

[2] *Rosin P.:* Die Fleissner-Trocknung lignitischer Braunkohlen, Braunkohle 29 (1929), pag. 649.

[3] *Skutl V.:* Ein neues Kohlentrocknungsverfahren, Braunkohle 31 (1932), pag. 932.

[4] *Simek* și *Ruzicka:* Die Veredlung von Braunkohle durch Erhitzen mit Dampf unter Druck, Mitteilungen des Kohlenforschungsinstituts, Prag. I (5) 1933, pag. 355.

[5] *Schwahn:* Neuere Erkentnisse auf dem Gebiet der Dampftrocknung nach Fleissnerverfahren, Braunkohle, Wärme und Energie, 13/14 (1951), pag. 244.

[6] *Lissner A.:* Chemische Aufbereitung von Salzkohlen. Freiberger Forschungshefte, 1 (1950).

[7] *Rammler E.* și *Knopfe E.:* Brikettierung von salzhaltiger und entsalzter Braunkohle, Freiberger Forschungshefte, 1 (1950).

[8] *Rammler E.* și *Baunack F.:* Einige Untersuchungen über Druckdämpfung von Weichbraunkohle und deren Auswirkung auf Trockenguteigenschaften und Brikettierverhalten, Freiberger Forschungshefte, 6, 1952, pag. 27—48.

[9] *Blum I.* și *Rosenberg M.:* Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării și valorificării cărbunilor bruni lemnoși (ligniți) din R.P.R., Partea I-a. Revista Minelor A.S.I.T., nr. 2, 1957.

[10] *Blum I., Rosenberg M.* și *Bădărău Al.:* Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării și valorificării cărbunilor bruni lemnoși (ligniți) din R.P.R., Partea a II-a, Revista Minelor A.S.I.T. nr. 4, 1957.

O nouă metodă cromatografică rapidă pentru analiza substanțelor bituminoase în lumină ultravioletă

Prof. dr. ing. **C. Cîndea**

In literatura științifică sînt semnalate diferite studii și se dau felurite indicații asupra recunoașterii bitumenului prin luminiscență.

M. Efendiew [1] stabilește principiile de bază pentru analiza petrolurilor și bitumenului prin luminiscență.

De asemenea, J. Glogoczowski [2] arată posibilitățile de determinare prin luminiscență a bitumurilor.

Metoda indicată utilizează 5 g din probă pe care o extrage cu $CHCl_3$, la cald timp de 48 de ore și apoi o compară cu probe cunoscute.

De asemenea, tratatele: Pringsheim-Vogel: „Luminiscența lichidelor și corpurilor solide", F. Bandow: „Luminiscența", C. D. Broome, „Incercarea amestecurilor bituminoase", B. Lange: „Analyse colorimetrique", Först „Fluorescența corpurilor organice" cuprind diferite laturi ale teoriei și aparaturii ce se poate utiliza în analizele indicate.

Tratatele speciale asupra bitumenului de A. Herbert, G. Pfeifer și D. Kreiter semnalează proprietățile fizico-chimice ale bitumului în legătură cu posibilitățile de aplicare în analiză.

Printre lucrările speciale, publicate, putem cita următoarele. C. D. Broome și R. Edwards [3] indică metodele colorimetrice pentru identificarea bitumenului, bazate pe dizolvarea în benzen și măsurarea fotoelectric în spectru vizibil a caracteristicilor de absorbție a luminii.

In cercetări similare [4, 6] se urmăresc aceste metode, utilizînd și lumina ultravioletă.

G. O. Donnel [7] publică o metodă cromatografică pentru determinarea parafinelor, naftenelor, aromatelor, rășinilor și asfalturilor.

M. Krenkler [8] și E. Mariani [9] urmăresc aceste probleme în diferite variante.

In 1953, Broome [10] arată că încă de mulți ani s-a cerut o metodă de identificare a tipului și sursei de bitumen.

Problema constă în a se ști nu atît cantitatea, ci calitatea, adică proporția de bitumen sau asfalt, ca provenință în produsele industriale.

El recomandă colorimetru fotoelectric cu filtru de lumină, tipurile de utilaj necesar, susținînd un aparat standard: „Absorbțiometru fotoelectric".

A. F. Fioletova [11] dă o metodă de analiză colorimetrică a conținutului de bitumen în roci, cu ajutorul benzilor de hîrtie suspendată în bitumenul dizolvat, utilizînd un fluoroscop.

Tot A. F. Fioletova [12] publică o metodă cantitativă de analiză rapidă a substanțelor bituminoase, utilizînd o coloană de oxid de magneziu pentru separarea componentelor prin solvenți.

In analizele petrolifere și de bitumen, aplicarea cromatografică este cercetată de E. Mariani [13] pentru determinarea asfaltenelor pure, uleiurilor și rășinilor.

In revista „Erdöl und Kohle" [13] se dă o vedere generală a literaturii științifice corespunzătoare pentru bitumen de la 1937—1954, cu referire la metodele fizico-chimice.

Foarte interesantă este lucrarea lui H. Schmidt [14] apărută în 1954.

In timpul cercetărilor noastre a apărut o nouă publicație asupra determinării fenolilor cromatografic și în lumină ultravioletă, publicată în iunie 1955 [15, 16].

Partea experimentală

Cercetarea rapidă a unui material bituminos este pentru tehnică de cea mai mare importanță.

Am căutat să găsim și să punem la punct o metodă rapidă spre a identifica și deosebi un bitumen natural de un gudron de bitumen, de un gudron de bitumen suflat, de un bitumen de petrol și de gudroane de cărbuni.

Din punct de vedere chimic, substanțele bituminoase constau din amestecuri complexe cu greutate moleculară mare, fiind derivați ai C.H.S.O.N. etc.

In produsele petrolifere predomină hidrocarburile cu catenă și nuclee saturate, care prin transformare destructivă (craoare) dau naștere la gudroane și smoală, în care predomină hidrocarburile aromatice.

Proprietățile substanțelor bituminoase se determină referindu-se nu la combinațiile chimice unitare, ci la grupările cele mai variate de hidrocarburi și compuși organici.

Astfel, constituția chimică a substanțelor bituminoase se poate cerceta prin separarea grupelor de compuși cu diferiți solvenți sau pe baza proprietăților de adsorbție cu cărbune activ, ori pămînt decolorant.

Bitumenul constă din compuși uleioși (uleiuri) cu greutate moleculară mică, rășini și asfaltene, cu greutate moleculară mare, acizi asfaltogenici etc.

Sub acțiunea razelor ultraviolete, hidrocarburile substanțelor bituminoase dau o fluorescență caracteristică.

De aceea, încercările de analiză pe bază de fluorescență sînt foarte indicate.

La bitumenul de Derna și Tătăruș am constatat că fluorescența grupelor este o variație a culorii verde.

Uleiurile din bitum prezintă la lumină ultravioletă o fluorescență verde deschis, rășinile dau o coloratie verde mai închis, ajungînd la asfaltene la o coloratie verde întunecată (închisă).

Fluorescența este în funcție de substanța bituminoasă, de solvenții utilizați în diferite concentrații, de hîrtia cromatografică și de sursa de lumină ultravioletă.

Principiul metodei constă în dizolvarea unei anumite cantități de substanță bituminoasă cca. 0,1—0,5 g% în diferiți solvenți și apoi aplicarea unei cantități de soluție

(cca. 0,05 cm³) pe hîrtie de filtru, cu ajutorul unei micropipete.

Substanța bituminoasă dizolvată se împrăștie pe hîrtie în anumite zone, care după evaporarea solventului și uscare la etuvă se supun acțiunii luminii ultraviolete.

Se obțin zone (inele) cromatografice caracteristice. Fluorescența depinde în largă măsură de substanța dizolvată și de solvent.

Metoda

Se cîntărește 0,1 g din substanța bituminoasă și se dizolvă în 10 cm³ $CHCl_3$ (sau alt solvent), într-un flacon Erlenmeyer de 25 cm³ — dacă este nevoie prin slabă încălzire și răcire la temperatura camerei.

Cu ajutorul unei micropipete fixată la stativ se lasă 0,05 cm³ din soluție pe o bandă de hîrtie de filtru calitativă *), fixată orizontal.

Solventul se împrăștie în mod regulat, formînd o pată rotundă, care este cu atît mai mare, cu cît solventul este mai greu volatil și cu cît conține mai multe hidrocarburi cu greutate moleculară mică.

Particulele hidrocarburilor componente sînt adsorbite de hîrtie și astfel separate. Solventul este evaporat la 70... 80°C în etuvă în 1—2 minute.

Se expune apoi la lumină ultravioletă a lămpii de cuarț (Thelta, Type U. Bz—1).

Imediat hidrocarburile răspîndite dau nuanțe diferite de fluorescență colorată în verde.

In cazul cantităților mici de substanță se poate cîntări numai 1' mg.

S-au făcut încercări, luînd ca solvent: C_6H_6 CS_2 $CHCl_3$ ciclohexan și benzină.

Probele de comparație se păstrează în întuneric și vacuum, pentru a nu se altera.

Se reprezintă prin figuri desenate — după proba expusă la U.V.

Intrebuințarea metodei

Metoda poate fi utilizată prin comparație pentru următoarele scopuri:

a) Deosebire rapidă a substanțelor bituminoase de diferite proveniențe.

b) La recunoașterea bitumentului de Kräking și al celui tratat termic.

c) Recunoașterea amestecurilor de substanțe bituminoase.

Bitumenul — cu structură coloidală — gel cum este cel suflat arată o distinctă împărțire pe zone fluorescente.

Bitumenul obținut prin precipitare — și care constă în mare parte din rășini petrolifere — dă o figură mai puțin expresivă.

Figurile formate pe urma expunerii la lumina U.V. oglindesc și constituția micelară a bitumenului. El conține asfaltene cu greutate moleculară mare — dizolvate în rășini — ceea ce constituie *micelul*.

Deosebirile de bază ale figurilor U.V. se reprezintă schematic, reprezentarea redă grupele constituitive și culoarea fluorescenței.

Cu ajutorul metodei se pot cerceta: bitumurile obișnuite din petrol, bitumurile (asfalturile) naturale și gudroanele.

Principial, la figurile formate pe urma expunerii la lumină ultravioletă se pot deosebi următoarele zone:

1. O zonă internă de culoare închisă, care conține hidrocarburile cele mai grele ale bitumului (zona micelară).

Aceasta — după proveniență și preparare a bitumenului — este mai pronunțată sau lipsește complet la bitumenul bogat în rășini.

La bitumenul suflant zona este foarte expresivă.

*) Calitatea hîrtiei de filtru este un factor foarte important. S-a lucrat cu hîrtie de filtru obișnuită.

2. In jurul zonei micelice se întinde o zonă foarte lată și colorată în culori fluorescente, conținînd partea solubilă a asfaltenelor și asfaltului moale.

Această zonă este numită *zona asfaltică* sau inelul asfaltic. Mărimea acestei zone dă indicații asupra diferitelor feluri de bitumuri.

Fluorescența variază fiind în funcție de bitum și de solvent. La bitumenul suflat, fluorescența acestei zone este mai închisă.

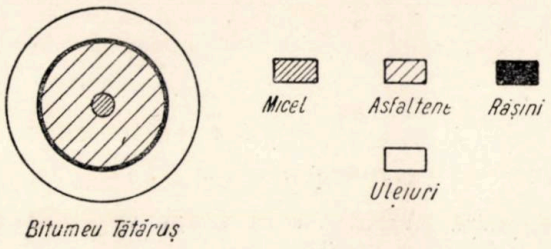


Fig. 1.

3. *Zona rășinoasă* este de obicei îngustă, cu nuanțe fluorescente, fiind cunoscută și sub denumirea de inel rășinos.

4. Zona exterioară este *zona uleioasă*. Ea conține părțile uleioase (uleiuri) și se numește și inelul uleios. De obicei, este mai lată decît zona rășinoasă.

Pentru cercetări se stabilesc figuri etalon — de la probe cunoscute — și care servesc ca termen de comparație pentru probele noi necunoscute.

Exemplu

Se dizolvă 0,1 g bitumen Tătăruș în 10 cm³ $CHCl_3$.

Cu ajutorul unei micropipete se lasă în același loc pe hîrtia de filtru fixată, 0,05 cm³ soluție $CHCl_3$.

Solventul se împrăștie în mod regulat, formînd o pată, din care apar zonele caracteristice.

Solventul se evaporă în 1—2 minute, la etuvă 70...80°C. Figura cromatografică se expune apoi la lumină ultravioletă.

Figura cromatografică neexpusă la U.V. arată micelul de culoare închisă (negru), zona asfaltenelor brună închis, un inel subțire reprezentînd rășinile și o zonă mai mare (exterioară) a uleiurilor de culoare brună deschisă.

Expusă la lumina U.V. (ultravioletă) micelul apare de culoare fluorescentă verde întunecat, zona asfaltenelor verde închis, iar zona uleiurilor — verde deschis. Intre ultimele zone un inel subțire-verde reprezintă rășinile.

Probă identică cu $CHCl_3$, la gudronul de Tătăruș.

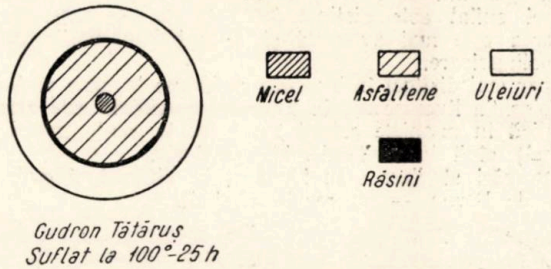


Fig. 2.

Cromatografic, apar două zone distincte, una brun închis corespunzătoare asfaltenelor și una brun deschis — corespunzătoare uleiurilor. Intre ele au un inel brun întunecat al rășinilor.

Micelul nu apare, încît *deosebirea față de bitumenul Tătăruș este evidentă.*

La lumină ultravioletă cele două zone distincte apar colorate fluorescent, în verde închis (asfaltenele) și verde deschis (uleiurile).

Un inel subțire, verde întunecat, reprezintă rășinile.

3. Proba 3, la gudronul Tătăruș suflat la 100° — 25 ore, solvent $CHCl_3$.

Cromatografic, apare un micel slab colorat închis şi două zone caracteristice, prima colorată în brun mai închis(asfaltenele), a doua colorată în brun deschis (uleiurile) şi intermediar un inel brun întunecat reprezintă răşinile.

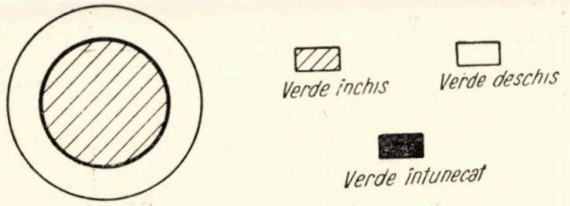


Fig. 3.

La lumină ultravioletă apare micelul verde întunecat — mai mic decît la bitumenul Tătăruş (deosebire), — apoi zona asfaltenelor verde închis, inelul răşinilor verde întunecat şi zona uleiurilor verde deschis. Culoarea fluorescentă scoate în evidenţă mai caracteristic zonele formate.

Analiza bitumului Tătăruş, a gudronului Tătăruş şi a gudronului suflat la 100° — 25 ore, utilizînd benzenul ca dizolvant, se face identic.

Se obţine acelaşi rezultat, însă figurile sînt mai puţin caracteristice.

Se pot urmări totuşi zonele caracteristice.

La bitumul Tătăruş: nucleul micelic, zona asfaltenelor, răşinilor şi uleiurilor.

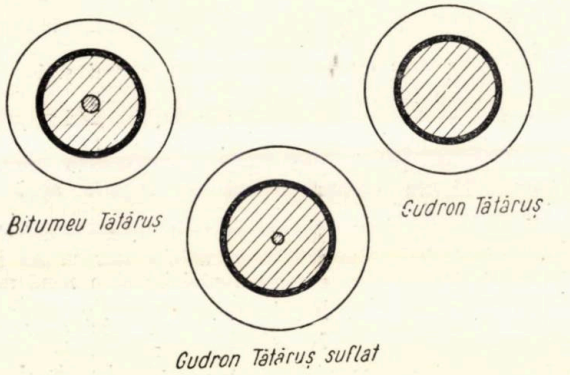


Fig. 4.

La gudronul de Tătăruş nu mai apare micelul, pe cînd la cel suflat este distinct în formaţie, pe măsură ce suflarea este mai avansată şi apar hidrocarburile grele de polimerizare.

Apar mai distinct însă zonele răşinoase la toate probele.

Coloraţia fluorescentă la lumină ultravioletă este caracteristică în nuanţele culorii verzi, de la verde întunecat (micel) pînă la verde deschis (uleiuri).

Incercări similare s-au făcut şi la bitumul şi gudroanele de Derna — cu rezultate similare.

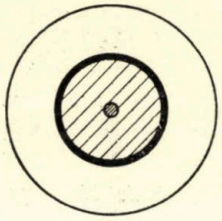


Fig. 5.

De asemenea, s-au făcut încercări utilizînd alţi solvenţi: ciclohezanul, benzina, sulfura de carbon, tetraclorura de carbon, dintre care sulfura de carbon dă rezultate mai satisfăcătoare.

In general, însă, probele sînt mai puţin caracteristice şi de aceea am rămas la utilizarea în condiţii optime a cloroformului.

Cercetările au continuat şi asupra nisipului bituminos de Tătăruş şi Derna.

Se iau 0,5 g dintr-o probă de nisip bituminos Tătăruş, se dizolvă în 10 cm³ şi se lucrează după principiul general al metodei. Atît cromatografic, cît şi la lumină ultravioletă, apare figura caracteristică a bitumului natural — Tătăruş.

Şi la nisipul bituminos de Derna s-au făcut încercări la mai multe probe cu conţinut de substanţă organică diferit şi analizate în prealabil după metoda clasică.

La bitumenul de Derna, probele generale efectuate după aceeaşi metodă, sînt la fel ca şi la cel de Tătăruş.

S-a încercat şi diluarea probelor cu solvenţi, de exemplu: bitumen Derna 0,1 g în 10 cm³ $CHCl_3$, bitumen Tătăruş 0,1 g în 10 cm³ $CHCl_3$, spumă Derna 0,1 g în 10 cm³ $CHCl_3$ şi s-a diluat la următoarele concentraţii:

0,1 g la 10 $CHCl_3$
0,01 g la 10 „
0,001 g la 10 „
0,0001 g la 10 „

Şi în acest caz se obţin rezultate comparabile, ceea ce dovedeşte că metoda poate fi aplicată şi la identificarea bitumenului în roci, chiar atunci cînd se găseşte în cantităţi minimale.

Intotdeauna se efectuează analize cu probe cunoscute, care servesc la compararea şi aprecierea analizelor la probe sau amestecuri necunoscute.

Concluzii

Utilizarea metodei cromatografice rapide în lumină ultravioletă dă rezultate precise şi poate fi întrebuinţată în tehnică.

Ea permite identificarea rapidă a bitumenului, gudroanelor, deosebirea bitumenului de gudroane, identificarea bitumenului de petrol, a bitumenului în nisipuri şi roci chiar în cantităţi minimale. Ea poate fi întrebuinţată şi la identificarea rapidă în amestecurile de materiale utilizate în construcţia drumurilor etc.

Bibliografie

[1] *M. Efendiew:* Principii de bază la cercetarea prin luminiscenţă. J. Ak. Nauk. Fiz. XV. 1951.
[2] *I. Glogoczowski:* J. Inst. Petr. 40. 1954. Nr. 367 pag. 157.
[3] *Pringsheim Vogel:* Luminiscenţa corpurilor lichide şi solide (tratat).
Fritz Bandoal: Luminiscenţa (tratat).
B. Lange: Analyse colorimetrique (tratat).
Först: Fluorescenţa compuşilor organici (tratat).
C. D. Broome: Incercarea amestecurilor bituminoase (tratat).
O. C. Broome şi R. Edward: Journ. Of the Institute of petroleum vol. 38, nr. 338, 1952, pag. 88—97
[4] *W. Becker:* Uber das Verhalten von Asphalt in filtrierte Ultraviolentenlicht. Asph. u. Teer 30.87 (1930).
[5] *W. Teuscher:* Chem. Ztg. 54. 987. 1930.
[6] *F. Macht:* Erdöl un Teer 7. 225, 1931.
[7] *G. O'Donnel:* J. of. Inst. Petr. 38. 1952 (338)
[8] *K. Kreukler:* Strassen und Tiefbau 3. 305. 1949
[9] *E. Mariani:* J. Inst. Petr. 39. 240. 1953.
[10] *Broome si R. Edwarts:* J. of the Inst. of Petroleum 1953, vol. 38. Nr. 338, pag. 88.
[11] *A. F. Fioletowa:* Zhur Anal Khim. 2. 47—53 (1947).
[12] *A. F. Fioletowa:* Izu. Ak. Nauk. Fiz. 13, 254, (1954).
[14] *H. Schmidt:* Erdöl und Kohle Nr. 7, 1954.
[15] *E Ferres şi F. Gebert:* Brennstoff-chemic 11—12 iunie 1955.
[16] *F. Heinrich:* Bitumen, Teere, Asphalte, Peche Nr. 6. 118—119, (1955) April.

Rheospălătoare

Reconsiderarea procedeului prin aplicarea principiului respălării diferenţiate

Ing. **Dinu Vasile**

Instalaţia pentru materialul mare

Rheospălătoarele sînt instalaţii introduse în practica preparării de un timp relativ scurt. In prima perioadă sistemul Rheo a cunoscut o dezvoltare foarte rapidă, datorită în special debitului ridicat al instalaţiei şi ca urmare a unui cost de preparare foarte redus. Numai cu mare greutate instalaţiile mai vechi (zeţajul) au putut face faţă concurenţei rheospălătoarelor şi aceasta numai după o prealabilă modernizare (autodeşistare, zeţaj cu acţionare pneumatică tip Baum şi în ultima vreme zeţajul de înaltă frecvenţă).

O dată cu rheospălătoarele, practica preparării mecanice a cîştigat şi un principiu nou: *reciclarea,* care astăzi stă la baza proiectării a numeroase instalaţii de preparare de cele mai diferite tipuri. Prin reciclare se înţelege retratarea, în acelaşi aparat de spălare, a unei părţi de material insuficient separată.

Numeroasele instalaţii dintre cele de mare capacitate construite mai ales între anii 1928 şi 1940 au fost echipate cu jgheaburi de spălare. Printre acestea se numără şi cele două preparaţii din Valea Jiului: Petrila şi Lupeni. Trebuie arătat că alegerea sistemului Rheo în acest caz a fost judicios făcută, diferenţa de formă dintre cărbune şi şist permiţînd aluvionarea cu uşurinţă a materialului (şisturi plate formate din marne şi şisturi argiloase şi cărbune brun-huilos de formă regulată).

Începînd cu anul 1940, construirea spălătoriilor prevăzute cu jgheaburi Rheo a înregistrat un important declin. Ba mai mult, o bună parte din instalaţiile deja în funcţiune au fost înlocuite prin zeţaj. Cauzele principale care au produs aceste fenomene se datoresc în parte unei instabilităţi a separării şi, mai ales, lipsei de selectivitate a sistemului.

Trasarea curbelor de dispersiune după procedeul Terra arată o cantitate de grăunţi rătăciţi mai mare decît la oricare alt procedeu.

Adoptarea autodeşistoarelor de diferite tipuri a îmbunătăţit în oarecare măsură selectivitatea, fără însă a da satisfacţie în măsura aşteptată.

Deşi aceste inconveniente au fost cunoscute din timp, totuşi, ţinîndu-se cont de avantajele

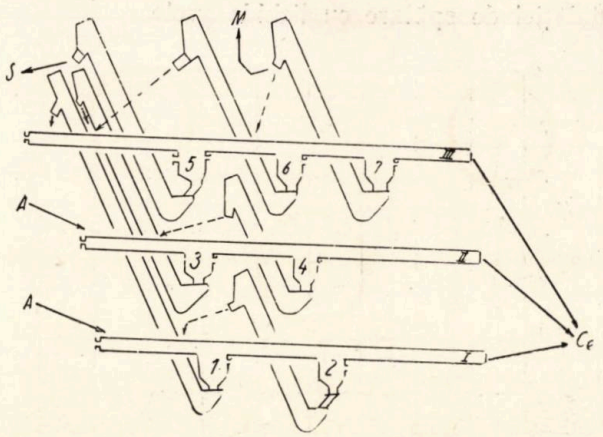


Fig. 1. Instalaţii Rheo pentru cărbuni energetici.

instalaţiei existente în proiectul de modificare al Preparaţiei Lupeni, au fost menţinute jgheaburile Rheo pentru spălarea primară, iar, pentru corectarea deficienţelor de separare, s-a introdus o respălare a mixtelor în instalaţii mai selective: lichide grele şi zeţaj.

Pentru a trece de la spălarea cărbunelui energetic (16—18% C) la spălarea cărbunelui pentru cocs (8—9% C), la vechea instalaţie de rheospălătoare (schema 1) s-au făcut următoarele modificări (schema 2):

1. Ţinîndu-se cont de faptul că alura curbei de spălare (fig. 3) arată o separare grea, de 8% C, s-a mărit lăţimea jgheaburilor de spălare, *I+II,* astfel încît încărcătura specifică pe centimetru, lăţimea de jgheab, să fie la limita inferioară a datelor citate de literatura de specialitate (1,2—1,9 t/h cm).

2. S-au prelungit jgheaburile de spălare *I+II* prevăzîndu-se fiecare cu cîte trei aparate

pentru eliminarea ultimelor resturi de mixte uşoare (δ = 1,4 — 1,6).

3. Materialul obţinut la capătul jgheabului *III*, provenind din respălarea căderii prin apa-

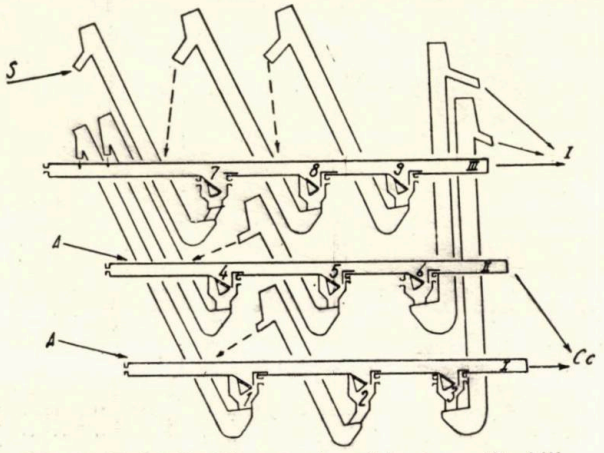


Fig. 2. Instalaţia Rheo pentru cărbuni cocsificabili.

ratele *1* şi *4*, a fost scos din circuitul cărbunelui de cocs şi, împreună cu materialul de la elevatoarele *3* şi *6*, constituia alimentarea instalaţiei de spălare cu lichide grele.

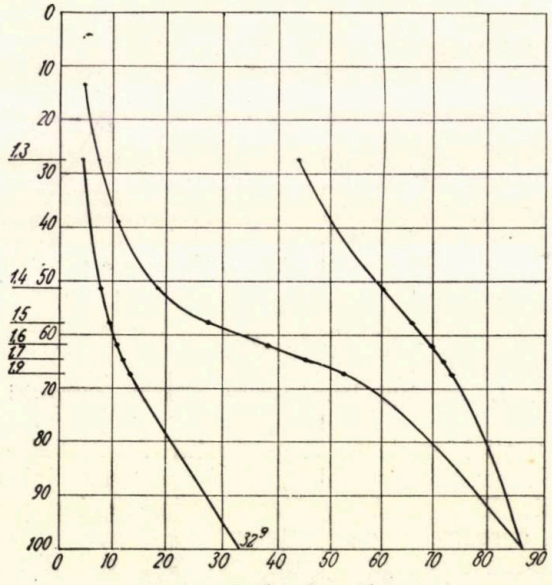


Fig. 3. Curbă de spălare.

Deşi ulterior proiectul a suferit unele mici modificări, totuşi, nici una din acele modificări nu a fost de natura de a schimba principiile de bază luate în considerare la proiectare.

In primele luni de la punerea în funcţie a instalaţiei, rezultatele nu au dat satisfacţie deplină, cantitatea de cărbune pentru cocs obţinută fiind relativ mică.

Urmărirea atentă a comportării jgheaburilor în timpul funcţionării a arătat lipsa patului de spălare în jgheaburile *I+II*. In aceste condiţiuni aluvionarea nu mai era posibilă, separarea făcîndu-se numai sub influenţa curentului de apă orizontal, respectiv sub influenţa apei de injecţie din aparate. In felul acesta jgheabul de spălare se transformă într-un aparat de spălare cu curenţi de apă, care este şi mai puţin selectiv decît chiar rheospălătoarele, ele înseşi fiind slab selective.

Prin introducerea întregii cantităţi de material de alimentare, numai pe jgheabul *II* s-a ridicat încărcătura specifică la 2—2,2 t/h cărbune mărunt, dîndu-se astfel posibilitatea formării unui pat de spălare. Cantitatea de material recuperat a crescut simţitor, fără ca prin aceasta să se înrăutăţească calităţile lui (selectivitatea creşte).

In legătură cu acest fenomen, trebuie scoase în evidenţă următoarele observaţii:

Selectivitatea rheospălătoarelor este foarte mult influenţată de debitul instalaţiei (încărcătura specifică).

Reducerea debitului nu numai că nu atrage o îmbunătăţire a separării, dar poate duce chiar la o sensibilă înrăutăţire.

Există un debit optim specific fiecărui fel de cărbune, care variază în limite foarte largi cu natura cărbunelui.

Bineînţeles că, nici o încărcătură exagerată nu duce la o selectivitate optimă.

In continuarea studiilor efectuate pentru rezolvarea problemei s-au executat analize de cenuşă şi selectivitate, pentru toate aparatele.

Deşi rezultatele obţinute indicau rezultate din care cu greu se puteau trage concluzii juste (instabilitatea sistemului mult mărită de condiţiile pornirii unei instalaţii noi), totuşi reieşea clar că materialul evacuat de aparatul *5* (schema 2) se deosebea radical de materialul obţinut la capătul jgheabului *III*. In general, pentru elevatorul *6*, analizele indicau 12—15% cenuşă (75—85% plutire la 1,4), iar materialul de la capătul jgheabului *III* avea 35—45% cenuşă (20—30% plutire la 1,4).

Amestecarea acestor două sorturi atît de diferite, pentru a fi supuse respălării în mediile dense, constituie desigur o rezolvare neraţională a problemei. Pe de altă parte, starea în care se găsesc şi scopul urmărit făceau ca nici unul dintre ele să nu poată fi socotit drept un material finit.

Reciclarea aparatului *6* în faţa aparatului *5* ar fi constituit o rezolvare specifică rheospălătoarelor. Soluţia adoptată a fost însă alta:

Jgheabul *I*, după ce în prealabil a fost îngustat în conformitate cu observaţia citată (s-a folosit numai pe 1/2), a fost utilizat drept jgheab de respălare pentru materialul evacuat de aparatul *6* (fig. 3).

Prin această modificare s-a schimbat radical tehnologia preparării în jgheaburi, schema de principiu fiind un jgheab, *II*, principal de spălare care primeşte întreaga alimentare. Produsele acestui jgheab sînt:

1. Un produs greu, insuficient spălat, evacuat prin aparatul *4*.

2. Un produs uşor, de asemenea insuficient spălat, eliminat prin aparatul *6*.

3. Un produs finit, cărbune pentru cocs, obţinut la capul jgheabului (elevatorul 5 are simplul rol de reciclare).

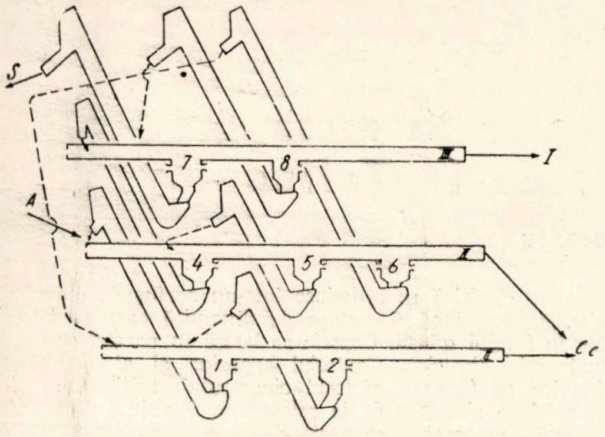


Fig. 4. Respălarea materialului uşor (respălare diferenţială).

Produsele grele sînt respălate pe jgheabul *III* care elimină sterilul şi un mixt cu un conţinut relativ redus de grăunţi liberi de cărbune şi şist. Acest intermediar urmează a fi respălat în a doua treaptă constituită din aparate foarte selective.

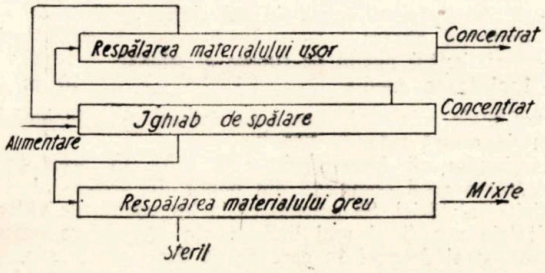


Fig. 5. Aplicarea principiului respălării separate.

Produsele uşoare sînt respălate pe jgheabul *I*. Se obţine un cărbune pentru cocs şi un material evacuat prin aparatul *1* şi respălat împreună cu alimentarea pe jgheabul *II*.

Rezultatele obţinute la punerea în practică a schemei 4 au întrecut aşteptările noastre (tabela 1), pe jgheabul *1* recuperîndu-se în plus pentru cocs 79,4% din materialul evacuat prin aparatul *6* (25—36 t/h cărbune pentru cocs).

Tabela 1

Alimentarea jgheabului *II* (a)	32,7% C.
Aparatul *4*	49,1% C.
Aparatul *5*	18,1% C.
Aparatul *6*	12,3% C.
Cărbune pentru cocs, jgheabul *II*	8,4% C.
Alimentarea jgheabului *I*	12,3% C.
Aparatul *1*	25,0% C.
Aparatul *2*	12,1% C.
Cărbune pentru cocs, jgheabul *I*	9,0% C.
Alimentarea jgheabului *III*	49,1% C.
Aparatul *7*	69,1% C.
Mixte, jgheabul *III*	43,3% C.
Recuperare pe jgheabul *I*	79,4% C.

6. Desigur că stabilirea condiţiilor optime de funcţionare în aceste condiţii necesită încă un studiu, însă, din rezultatele obţinute, se pot trage cu uşurinţă următoarele concluzii:

— Rheospălătoarele pot constitui încă instalaţii de spălare demne de luat în considerare la proiectarea unor spălătorii cu următoarele condiţii:

a) Reciclarea să fie completată prin circuite de respălare judicios alese (fig. 5).

b) Să se evite reamestecul materialelor intermediare atunci cînd acestea au caracteristici diferite.

c) Fiecare jgheab să aibă un singur produs principal, restul evacuărilor constituind reciclări sau respălări.

— La proiectarea unei instalaţii de rheospălătoare datele indicate de literatură nu pot constitui date de proiectare nici chiar pentru materiale cu curbe de spălare foarte asemănătoare; datele de proiectare se obţin numai în instalaţii de încercări semiindustriale.

— În nici un caz nu trebuie pusă problema demontării jgheaburilor Rheo din instalaţiile existente, ci, cel mult, modernizarea acestor instalaţii.

Încercări de împușcare în masă la exploatarea la zi de la Teliuc

Ing. Gh. Nicorescu

Începînd cu anul 1956, exploatarea minieră Teliuc a început să experimenteze procedeul de împușcare în masă și în urma rezultatelor satisfăcătoare obținute, urmează a fi generalizat la lucrările de exploatare la zi.

Roca în care se efectuează împușcarea este un ankerit cu intercalații de calcare și limonit. Exploatarea se face în trepte cu înălțimea de 16 m, lățimea frontului de lucru, cca. 30—50 ml, unghiul de taluz, 62°.

Găurile de mină sînt forate cu ajutorul sondezei percutante cu cablu tip Uralet care are următoarele caracteristici:

— greutatea sondezei	11,1 t
— puterea motorului	16,5 kW
— diametrul maxim de gaură	200 mm
— greutatea maximă a garniturii	1 200 kg

Sapele utilizate au tăișul în cruce și diametrul de 150—200 mm. După uzare, sapele sînt ascuțite cu ajutorul unei mașini speciale de ascuțit de tip sovietic. Puterea motorului 16,5 kW, numărul de lovituri pe minut — 650. Decălirea sapei înainte de ascuțire se face la forjă, iar călirea după ascuțire în apă.

Productivitatea medie de forare este de 6 m pe schimb, durabilitatea unei sape fiind de cca. 30 m. Mutarea sondezei și schimbarea sapei se efectuează rapid în cca. 30 min.

Amplasarea găurilor de sondă se face la distanță de 3,5 m una de alta, într-un singur rînd și la 3 m distanță de taluz. Distanța între găuri se alege în funcție de tăria rocii; prin încercări s-a ajuns la o distanță optimă de 3,5 m. Rezistența la talpă este de 9—10 m.

Gaura de sondă este curățită de noroi cu ajutorul lingurii de lăcărit.

Explozivul folosit este trotilul. Capsele sînt electrice, instantanee. Incărcătura este repartizată uniform în găuri, deoarece nu se împușcă cu două rînduri de găuri.

Cantitatea de exploziv se determină după formula:

$$Q = (W + P \operatorname{ctg} \alpha)\ a.\ H.\ c.$$

în care:

W este rezistența la talpă;
P — excedent de foraj;
α — unghiul de taluz al treptei;
a — distanța dintre găuri;
H — înălțimea treptei;
c — consumul specific de exploziv.

Găurile de mină sînt burate cu nisip umed care se introduce manual, se presează cu un fultuitor de lemn, acționat manual cu ajutorul unui scripete.

Capsa electrică se introduce într-un cartuș de dinamită adăugîndu-se încă 6 cartușe de dinamită care se introduc în fundul găurii. Capsele se leagă în paralel cu conductoarele electrice. Controlul capselor și al circuitelor electrice se face cu ajutorul ohmetrului. Inițierea găurilor se face simultan de la rețeaua de iluminat de 220 V.

După împușcare, excavatorul curăță porțiunea unde se montează linia ferată, iar după montarea liniei se trece la încărcarea în vagoane tip R.P. de 1,5 m³ a materialului rezultat.

Indicatorii medii realizați prin experimentarea timp de un an a metodei sînt:

— volumul excavat	5 500 m³
— numărul de găuri	9,2 buc.
— adîncimea medie a găurilor	14,6 ml
— diametrul găurilor	160 mm
— încărcătura medie la o împușcare	1 980 kg
— încărcătura raportată la ml de gaură	15,2 kg/m
— încărcătura raportată la m³ de material abatat	0,370 kg/m³
— coeficientul mediu de rupere al găurii	0,9
— înaintarea medie	10 m

Rezultatele cele mai bune s-au obținut cînd încărcătura pe m de gaură este de 10,3 kg.

Menționăm că forarea efectuată pînă în prezent s-a făcut într-o rocă complexă din punct de vedere al compoziției și al tăriei. Se prevede că la împușcăturile viitoare rezultatele vor fi și mai bune avînd în vedere omogenitatea masei de roci în care se va face perforarea.

Consumul de exploziv cel mai ridicat este mult sub consumul specific pe care-l are exploatarea la suprafață, acolo unde nu se face împușcarea în masă.

Imbunătățirile care se vor aduce metodei de împușcare în masă vor consta din:

— încercarea de împușcare prin procedeul cu întîrzieri de milisecunde în vederea obținerii unei granulații mai uniforme a materialului excavat;

— continuarea încercărilor efectuate la ultima împușcare prin plasarea discontinuă a încărcăturii de exploziv care a dat rezultate satisfăcătoare privind sfărîmarea mai uniformă a materialului excavat;

— continuarea încercărilor privind variația diferiților parametri ca: distanța dintre găuri, lungimea lor, distanța primului șir de găuri față de taluz, încărcătura de exploziv etc.

Avantajele pe care le prezintă metoda de împușcare în masă ca: manoperă redusă, consum redus de exploziv, posibilitatea de îmbunătățire a indicatorilor de funcționare a utilajelor de încărcare (excavatoare) impun ca această metodă să fie extinsă.

Aparat pentru măsurare de la distanță a presiunilor litostatice

Ing. A. Ivanovici, ing. P. Popescu-Mălăești

Modernizarea mineritului din țara noastră necesită o cunoaștere profundă a fenomenelor din subteran atît din punct de vedere calitativ, cît și cantitativ.

Unul din principalii factori a căror cunoaștere cantitativă este foarte necesară, este presiunea rocilor din diversele lucrări miniere. Cunoașterea acestei presiuni este trebuincioasă unei dimensionări juste a susținerii și, în special, a susținerii metalice care permite mecanizarea intensă a procesului tehnologic de abatare a cărbunelui. De asemenea, cunoașterea presiunii permite o dirijare justă a coperișului, precum și conducerea justă a altor operații din subteran, dînd astfel posibilitate luării unor măsuri eficace pentru mărirea productivității muncii și reducerea prețului de cost.

Aparatul în cauză este conceput tocmai în scopul unei lesnicioase și rapide măsurări a presiunilor rocilor din subteran, atît în abataje, cît și în diverse alte lucrări miniere.

Cu succes aparatul poate fi folosit și în alte lucrări și măsurări de forțe, care să nu necesite o precizie mai mare de $\pm$ 1—2%.

Ca principiu, aparatul recepționează presiunea pe care dorim s-o măsurăm, o transformă într-o mărime electrică proporțională, iar aceasta se măsoară la distanță față de locul de aplicare a presiunii respective. Numărul de puncte în care se poate urmări concomitent presiunea este de 30, iar limita maximă este de 50 t.

Aparatul constă în esență din 30 de traductori identici care sînt legați prin cabluri de aparatul de măsură propriu-zis, prin intermediul unui comutator cu 31 de circuite (cei 30 de traductori de lucru și unul etalon). Alimentarea se face de la orice rețea electrică de curent alternativ cu 50 Hz, fiind prevăzute bornele de 120 și 220 V.

Principiul de lucru al aparatului este transformarea presiunii prin inducție magnetică, cu ajutorul traductorilor, într-o mărime electrică ce se măsoară cu un dispozitiv electronic cu reglaj automat, prin intermediul unor bobine de reactanță cu miez de fier saturabil.

Presiunea de măsurat *P* (fig. 1) este aplicată la extremitatea superioară a unui cilindru de oțel *(2)* prin intermediul plăcii de preluare a presiunii *(3)*. Cilindrul sub acțiunea presiunii se deformează elastic scurtîndu-se. Această scurtare prin intermediul capacului suport *(5)*, al șurubului micrometric *(6)* și al tijei *(8)* se transmite armăturii magnetice *(17)* prin deplasarea în jos a acesteia. Deasupra și dedesubtul acestei armături sînt așezate două bobine fixe *(16)* cu miez de fier *(11)*. Fluxurile magnetice ale acestor bobine se închid prin intrefierurile d_1 = 0,050 mm și d_2 = 0,100 mm și armătura mobilă. Deplasarea acestei armături a fost calculată la o deplasare de 0,050 mm pentru sarcina maximă de 50 t, putînd suporta o supraîncărcare de 100%, fără a se deteriora traductorul.

Dimensiunile celor două bobine fiind identice, în poziția mediană a armăturii cînd $d_1 = d_2$, selfinducțiile și reactanțele lor inductive vor fi egale ($\omega L_1 = \omega L_2$). O deplasare în jos a armăturii mobile, sub influența presiunii de măsurat, va produce o mărire a intrefierului superior d_1 și o micșorare a celui de jos d_2. Aceasta va avea ca urmare micșorarea reactanței inductive a bobinei de sus și o mărire corespunzătoare a acesteia în bobina de jos.

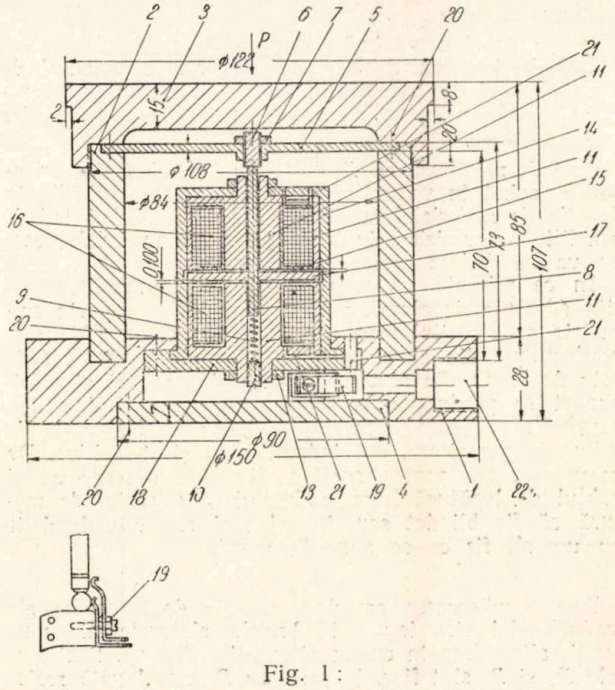


Fig. 1:

1 — placa de bază; *2* — cilindru de deformație elastică; *3* — placă de prelucrare a presiunii; *4* — capac de fund; *6* — șurub superior pentru reglaj; *7* — contrapiuliță; *8* — tije; *9* — arc spiral; *10* — șurub inferior pentru reglaj; *11* — miez magnetic; *12* — piuliță superioară; *13* — piuliță inferioară; *14* — suport ecran; *15* — carcasă izolatoare; *16* — bobina de excitație; *17* — armătură; *18* — placă suport; *19* — contacte electrice; *20* — șuruburi de solidarizare; *21* — canale pentru conductoarele electrice; *22* — locul de introducere a fișei cablului.

Traductorul, ca părți componente, mai are o placă de bază *(1)* pe care se sprijină cilindrul de deformare elastică *(2)* (vezi desenul), o placă suport *(18)* care fixează între ea și placa de bază suportul ecran *(14)*, iar de acesta este fixat miezul magnetic *(15)*. Cu ajutorul arcului spiral *(9)*, tija *(8)* și, cu ea armătura magnetică

este readusă în poziția inițială atunci cînd sarcina ce producea deformația, și deci deplasarea armăturii, a dispărut. Fundul plăcii de bază se închide cu ajutorul capacului *(4)*. Reglarea fină a poziției armăturii magnetice se face cu ajutorul șuruburilor micrometrice *(6* și *10)*, iar contactul electric se stabilește cu ajutorul piesei *(19)*, prin introducerea unei fișe în orificiul *(22)*. Fișa se fixează prin înfiletare, pentru a nu fi smulsă cu ușurință.

Din punctul de vedere al dimensionării cilindrului de oțel ce trebuie să preia sarcina și să se deformeze elastic, se aplică următoarele relații:

$$\varepsilon = \frac{\sigma}{E} \qquad \varepsilon = \frac{\Delta l}{l} \qquad \sigma = \frac{P}{\Omega}$$

$$\frac{\Delta l}{l} = \frac{P}{E\,\Omega} \quad \text{unde} \quad \Omega = \frac{\pi}{4}(D^2 - d^2)$$

făcînd înlocuirile și egalînd produsul mezilor cu al extremilor vom obține:

$$4lP = \Delta l E \pi (D^2 - d^2)$$

care este relația de bază pentru dimensionare și în care s-a notat cu:

- ε — deformația specifică;
- σ — rezistența materialului;
- E — modulul de elasticitate = 2 100 000;
- l — lungimea cilindrului aleasă constructiv = 7cm;
- Δl — deformația elastică admisă la sarcina maximă = 0,005 cm;
- P — sarcina maximă admisă = 50 t;
- D,d — diametrul interior și exterior al cilindrului de oțel din care unul se alege, iar celălalt rezultă din calcul. În cazul nostru $D = 10{,}8$ cm, iar $d = 8{,}4$ cm.

Trebuie menționat că dimensiunile l, D și d sînt orientative, avînd în vedere că mărimea E este variabilă în funcție de materialul întrebuințat. Aceste mărimi trebuie stabilite cu precizie prin încercări pentru materialul care se va întrebuința pentru confecționare.

În ce privește traductorul, mai trebuie menționat că tija *(8)* este de alamă, pentru a nu influența prin asimetria sa circuitul magnetic. Suportul ecran *(14)* este confecționat din aluminiu turnat, iar placa suport *(18)* este de bronz. Cu ajutorul suportului ecran și al plăcii suport se produce o ecranare completă a inductanței magnetice pe care o reprezintă bobinele, ferindu-le de influențe parazitare, atît inductive cît și capacitive. De asemenea, tot pentru acest motiv este necesar ca și cablul de legătură între traductori și aparatul de măsură să fie blindat sau, în cel mai rău caz, împletit cu un alt fir ce se pune la masă.

★

Pentru măsurarea propriu-zisă, cele două bobine ale traductorului sînt legate în brațele alăturate ale unei punți, alimentate în curent alternativ (fig. 2). Rezistențele R_1 și R_2 sînt fixe. În serie cu R_2 este legată rezistența variabilă R. În situația inițială, cînd $P = 0$, întrefierul d_1 este minim și d_2 maxim. Deci valoarea lui ωL_1 este maximă și a lui ωL_2, minimă. Rezistența variabilă R este astfel dimensionată, încît puntea să se poată echilibra în această situație, deplasînd cursorul său aproape de extremitatea *a*. Cînd P atinge valoarea maximă pentru care s-a dimensionat aparatul ($50\,\omega$ t), armătura mobilă deplasîndu-se în jos va face ca L_1 să capete valoarea sa minimă, iar ωL_2 cea maximă. Pentru această situație, echilibrul punții va fi restabilit ducînd cursorul rezistenței variabile aproape de extremitatea *b*. De fiecare dată, echilibrul punții va fi indicat de indicatorul de curent nul *IN*. În felul acesta, fiecărei presiuni P aplicată asupra aparatului, îi va corespunde o poziție bine definită a cursorului rezistenței R, așa încît cadranul acestei rezistențe variabile va putea fi etalonat direct în kg sau t, reprezentînd mărimea lui P.

Tensiunea alternativă care alimentează puntea poate avea frecvența de 50 per s și deci poate fi luată din rețea. Este însă mai avantajos a se utiliza o frecvență mai mare de exemplu 600—1 000 per s. În practică, traductorul inductiv se găsește plasat la locul unde trebuie măsurată presiunea, pe cînd restul punții se găsește la o oarecare distanță de acest loc, legătura dintre traductor și puncte făcîndu-se printr-un cablu cu trei fire. Din această cauză, este evident că la selfinducția și rezistența ohmică a bobinelor traductorului se mai adaugă și rezistența și selfinducția cablului de legătură. Pentru ca lungimea cablului de legătură să nu afecteze exactitatea măsurătorilor trebuie ca, pentru lungimile curente ale cablului (cca. 100—200 m), rezistența și selfinducția acestuia să fie cu totul neglijabile față de selfinducția și rezistența bobinelor traductorului. De aici, rezultă necesitatea de a realiza aceste bobine cu selfinducție mare (cca. 50 Hy), deci cu un număr mare de spire. Aceasta face ca aceste bobine să devină foarte sensibile la cîmpurile electrice parazite (de exemplu cel dat de rețea).

O primă măsură de luat este blindarea bobinelor, ceea ce în bună parte este realizat prin însăși construcția mecanică a traductorului. O altă este de a alimenta puntea cu o tensiune avînd o frecvență cît mai diferită de a sursei celei mai probabile de cîmpuri parazite (deci 50 Hz și armonicile sale). Practic, vom alege o frecvență cuprinsă între cca. 600 și 1 000 Hz cît mai diferită de un multiplu întreg de 50.

Această tensiune va fi generată de un oscilator cu tuburi electronice de tipul RC, fie cu circuite de defazaj, fie cu punte Wien.

Echilibrarea punții și deci executarea măsurătorii propriu-zise se poate face în două feluri: manual sau automat.

În cazul echilibrării manuale (fig. 2) un element esențial este indicatorul de nul. Pentru o echilibrare

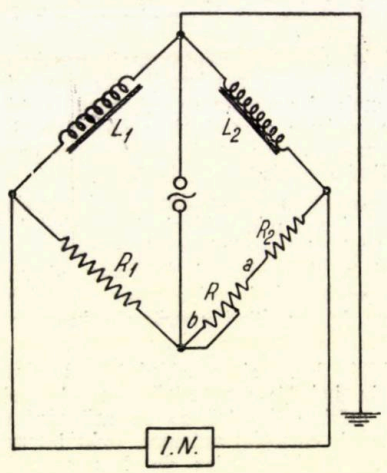


Fig. 2.

și deci și o măsură cît mai exactă, acesta trebuie să fie foarte sensibil. Cum puntea este alimentată în curent alternativ, un galvanometru de nul cu cadru mobil nu ar putea fi utilizat. Dar tocmai faptul că avem curent alternativ face posibilă utilizarea unui indicator de nul foarte sensibil și comod în mînuire, și anume un indicator cu ochi magic, precedat de un amplificator cu tub electronic. Acesta are avantajul unei sensibilități foarte mari, dozabilă după nevoie, din amplificator, fără riscul de a deteriora instrumentul indicator atunci cînd puntea este mult dezechilibrată. Mînuirea punții pentru executarea unei măsurători se reduce la rotirea butonului rezistenței variabile, R, pînă ce ochiul magic indică

deflecția maximă și la citirea pe cadranul rezistenței, a valorii presiunii de măsurat.

Este de la sine înțeles că la o punte se poate lega, printr-un comutator — în cazul nostru cu 31 de poziții — (firul median de masă rămînînd comun), numărul respectiv de traductori pentru a se putea măsura pe rînd, dintr-un singur loc, presiunea, în numărul de puncte dorit. In cazul echilibrării automate a punții (cazul propus) schema acesteia se modifică. Pe două brațe adiacente ale punții, în serie cu bobinele traductorului, se leagă cîte o bobină de reactanță cu miez de fier saturabil BRS_1 și BRS_2. Celelalte două brațe ale punții sînt formate din rezistențe R_1 și R_2 și potențiometrul de reglaj de zero, P. Puntea este alimentată cu tensiunea alternativă U. Tensiunea de dezechilibru a punții ΔU este aplicată la intrarea unui amplificator cu tuburi electronice, al cărui etaj de ieșire de putere este montat ca amplificator sensibil la fază. Curentul de ieșire al amplificatorului, a cărui polaritate depinde de faza tensiunii de intrare, străbate în serie înfășurările de comandă de pe brațele centrale ale bobinelor de reactanță cu miez de fier saturabil. Tot pe aceste brațe se mai găsește și o a doua înfășurare, străbătută de curent continuu de la o sursă auxiliară U_{aux}, care aplică o magnetizare inițială, egală celor două miezuri, pentru a le plasa în punctul de funcționare optim de pe curba lor de magnetizare. Cînd nu există tensiune de dezechilibru a punții, curentul de ieșire al amplificatorului este nul și reactanțele celor două bobine BRS_1 și BRS_2 sînt egale.

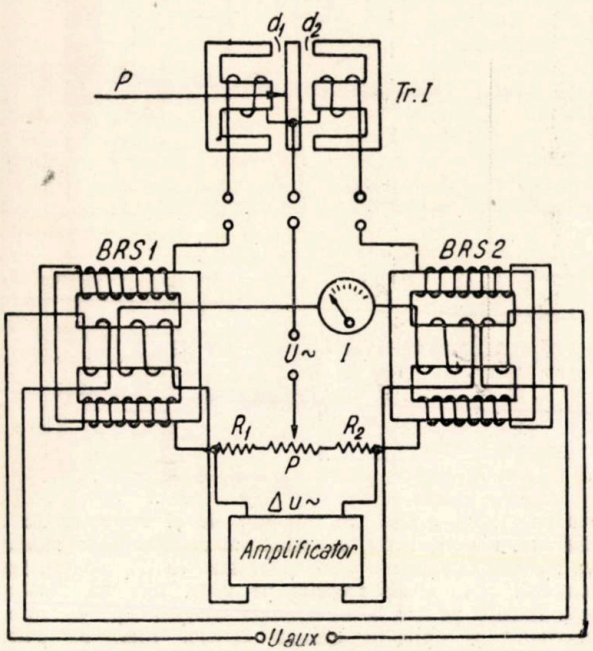


Fig. 3.

In momentul inițial, cînd P = O întrefierul d_1 este minim de d_2 maxim. Deci, reactanța bobinei din stînga a traductorului (fig. 3) este maximă, iar cea din dreapta — minimă. Pentru această situație se echilibrează exact puntea cu ajutorul potențiometrului P, pînă ce curentul I de ieșire din amplificator este nul (instrumentul I la zero). Cînd sub influența tensiunii P, d_1 va crește și d_2 va scădea, reactanța bobinei din stînga a traductorului va scădea, iar a celui din dreapta va crește. Puntea dezechilibrîndu-se, va apare o tensiune de dezechilibru la bornele de intrare ale amplificatorului. La ieșirea din amplificator va apare un curent de un anumit sens. Înfășurările de control ale bobinelor de reactanță BRS_1 și BRS_2 sînt astfel legate încît curentul de ieșire al amplificatorului, parcurgîndu-le în serie, să producă o mărire a reactanței lui BRS_1 și o micșorare a reactanței lui BRS_2. Curentul I va crește pînă la o valoare care va produce o stare foarte apropiată de cea de echilibru. Precizia echilibrării depinde de coeficientul de amplificare al amplificatorului și de sensibilitatea bobinelor de reactanță cu fier saturabil și poate fi practic ușor adusă la orice valoare necesară. In felul acesta, mărimea curentului, măsurată de instrumentul I, devine o măsură a presiunii de măsurat P.

Avantajul principal al utilizării sistemului cu punte echilibrată, fie manual, fie automat, este acela că variațiile tensiunilor de alimentare a punții nu provoacă erori de măsură. Nici variația coeficientului de amplificare al amplificatorului nu provoacă decît foarte mică variație a gradului de precizie a autoreglajului. In practică, o variație de cca. 50% a tensiunilor de alimentare a punții provoacă o eroare de indicație de cca. 1%.

In fine, dacă este necesar să se înregistreze variațiile în timp ale presiunii P, se poate modifica puntea așa cum se arată în fig. 4, L_1 și L_2 sînt cele două bobine ale traductorului. Puntea se echilibrează prin deplasarea cursorului potențiometrului P.

Tensiunea de dezechilibru este aplicată amplificatorului cu tuburi electronice și cu etaj de ieșire sensibil la fază.

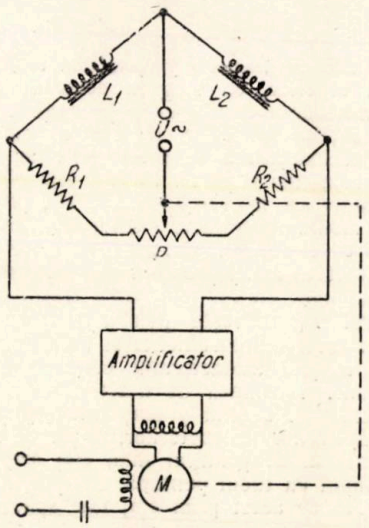


Fig. 4

La ieșirea amplificatorului este legat un motor bifazic M, al cărui sens de rotație depinde de faza tensiunii de intrare în amplificator. Motorul este făcut să acționeze asupra brațului potențiometrului P în sens convenabil, pentru a tinde să readucă puntea la starea de echilibru. In felul acesta, poziția acestui cursor va fi o măsură a presiunii P. Este ușor a lega deplasarea cursorului cu aceea a unui stil inscriptor care va putea să înscrie la o scară convenabilă variațiunile P pe o hîrtie antrenată cu o mișcare lentă, uniformă.

★

Pentru realizarea practică a unui prototip s-a ales soluția punții autoechilibrate cu citire directă, fără înregistrare. Schema electrică a întregii instalații este arătată în schema generală de principiu (fig. 5).

S-a stabilit că se vor lega 30 de traductori la o punte. Pentru a putea măsura pe rînd, presiunea în aceste 30 de puncte, este prevăzut un comutator bipolar C_1, C_2 cu 31 de poziții, 30 pentru conectarea celor 30 de traductori de măsură și una la care se leagă un traductor de referință, identic cu celelalte dar nesupus la vreo

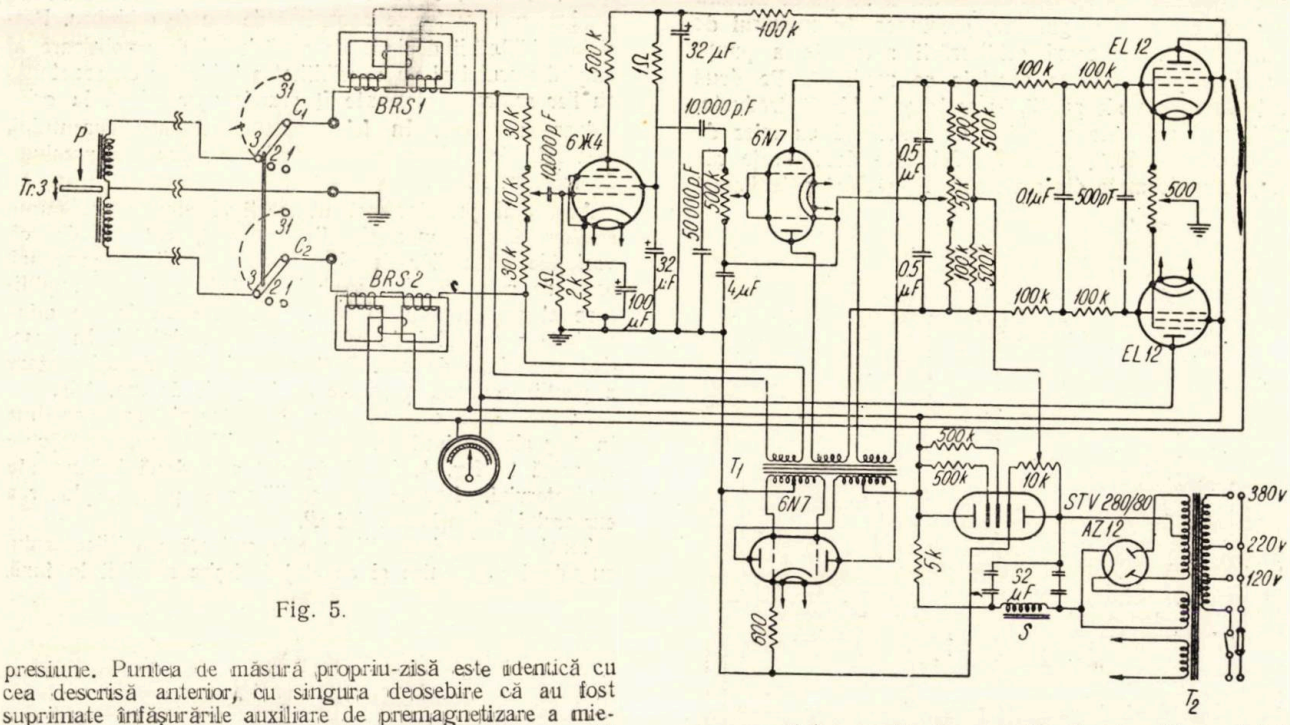


Fig. 5.

presiune. Puntea de măsură propriu-zisă este identică cu cea descrisă anterior, cu singura deosebire că au fost suprimate înfășurările auxiliare de premagnetizare a miezurilor reactanțelor cu miez de fier saturabil, această funcțiune fiind îndeplinită de înfășurările de control, așa cum se va arăta mai departe. Puntea este alimentată cu curent alternativ cu frecvența de 820 Hz, produs de un oscilator cu tuburi electronice. Pentru obținerea unei tensiuni cît mai curat sinusoidale, acest oscilator este montat în pushpull, evitînd astfel producerea armonicelor de ordin par și este echipat cu un tub dublă triodă de tip 6N7. Potențiometrul P_1 servește pentru echilibrare inițială a punții și aducerea instrumentului indicator I la zero, atunci cînd asupra traductorului conectat nu lucrează nici o presiune. Tensiunea de dezechilibru a punții, culeasă între cursorul acestui potențiometru și punctul median al înfășurărilor traductorilor, legat la masă, este aplicată curentului de grilă al unui etaj amplificator de tensiune, echipat cu tubul pentodă de tip 6 ЖК 4. Tensiunea amplificată de acest prim etaj este aplicată prin potențiometrul P_2, care dozează amplificarea circuitului de grilă al etajului al doilea de amplificare. Acesta, echipat cu cele două jumătăți ale dublei triode 6N7, este montat ca amplificator sensibil la fază. Grilele acestor două triode sînt legate în paralel, iar anodele sînt alimentate cu curent alternativ de 820 Hz, produs de același oscilator care alimentează și puntea. Conexiunile sînt astfel făcute încît tensiunile aplicate celor două anode să fie în opoziție de fază. Cînd, din cauza deplasării armăturii mobile a traductorilor sub influența presiunii, puntea se dezechilibrează, apare pe circuitul de grilă al primului etaj de amplificare o tensiune care este, după felul cum sînt făcute conexiunile, în fază sau în opoziție de fază cu tensiunea de alimentare a punții. In circuitul de placă al primului amplificator va apare o tensiune alternativă, amplificată, decalată cu 180° față de tensiunea de intrare. Această tensiune, aplicată grilelor legate în paralel ale amplificatorului sensibil la fază, va face să crească curentul mediu de placă al lămpii, al cărei anod are tensiunea de alimentare în fază cu tensiunea din curentul de grilă și să scadă curentul în lampa în care această tensiune este în opoziție de fază. Cînd pe grilele amplificatorului sensibil la fază nu se aplică nici o tensiune, valoarea medie a curenților anodici ai celor două jumătăți ale tubului 6N7 se egalizează cu ajutorul potențiometrului P_3, așa încît între extremitățile dinspre placă ale rezistențelor din circuitele anodice ale celor două triode diferența de potențial să fie nulă. Cînd apariția unei tensiuni pe grilele acestor lămpi va produce creșterea curentului anodic în una din ele și scăderea lui în cealaltă, atunci, între extremitățile rezistențelor anodice va apare o tensiune a cărei polaritate va depinde de faza tensiunii alternative aplicate pe grile. Această tensiune este filtrată pentru a se elimina componența de curent alternativ și aplicată grilelor etajelor final de putere echipat cu două tuburi pentode finale cu pantă mare de tip EL12 sau EL6. Valoarea inițială a curentului anodic al acestor lămpi este reglată prin potențiometrul P_4 care determină tensiunea de negativare fixă, aplicată grilelor lor. Cu ajutorul potențiometrului P_5 din circuitele de catode ale celor două pentode, se egalizează curenții anodici ai acestor două tuburi, compensînd astfel micile disimetrii ce ar exista între ele. In circuitele anodice ale acestor tuburi sînt legate, în serie, înfășurările de control de pe brațul central al celor două bobine de reactanță cu miez de fier saturabil. Direct între plăcile pentodelor este legat un instrument indicator (montat ca voltmetru), care va măsura diferența de potențial între aceste două puncte. Cînd la intrarea amplificatorului nu este aplicată nici o tensiune, curenții anodici ai lămpilor finale sînt egali și instrumentul va indica o diferență de tensiune nulă. Acești curenți străbătînd înfășurările bobinelor de reactanță, vor produce premagnetizarea necesară funcționării lor, reglajul pentru funcționarea optimă făcîndu-se prin potențiometrul P_4 care, mărind sau micșorînd negativarea aplicată grilelor, determină mărimea acestor curenți. In clipa cînd puntea dezechilibrîndu-se sub acțiunea presiunii P, asupra traductorului, apare o tensiune de dezechilibru la intrarea în amplificator, între extremitățile rezistențelor din circuitele anodice ale etajului amplificator sensibil la fază va apare o diferență de potențial de o anumită polaritate care, fiind aplicată grilelor etajului final, va produce o mărire a tensiunii de negativare a uneia din pentode și o micșorare a acestei tensiuni, a celeilalte. Va rezulta deci o micșorare a curentului de placă al primei pentode și o mărire a acestui curent la cea de-a doua. Infășurările de control sînt astfel concetate încît această schimbare a valorilor curenților ce le străbat să

producă o schimbare a reactanţelor în sensul care tinde să restabilească echilibrul punţii. Diferenţa dintre cei doi curenţi va creşte pînă la o valoare care va restabili o situaţie de echilibru. Instrumentul indicator va măsura diferenţa de potenţial creată de faptul că cei doi curenţi nu mai sînt egali şi această indicaţie va fi o măsură a presiunii aplicate asupra traductorului.

După o prealabilă etalonare, instrumentul indicator va putea fi gradat direct în tone.

Mînuirea potenţiometrelor P_1, P_2, P_3, P_4 şi P_5 nu se face decît la echilibrarea iniţială a aparatului şi butoanele lor nu sînt accesibile din exteriorul acestuia.

★

Procedeul practic pentru executarea echilibrării este următorul:

1. Se scoate tubul 6N7 al etajului amplificator sensibil la fază, din soclul său şi, cu ajutorul potenţiometrului P_5 din circuitul de catode al etajului final, se egalează curenţii anodici ai celor două pentode, pînă ce acul indicatorului I este adus la zero.

2. Se inserează în legătura ce merge de la braţul potenţiometrului P_5 spre masă, un miliampermetru de 0—100 m.a. şi se reglează potenţiometrul de negativare P_4 pînă ce suma curenţilor din catodele lămpilor finale, arătată de acest miliampermetru, este de circa 40 m.a. Dacă este nevoie, se mai retuşează reglajul de egalizare cu ajutorul lui P_5 pentru a aduce indicatorul I la zero. Se scoate apoi miliampermetrul din curent şi se calează axele potenţiometrului P_4 şi P_5.

3. Se reintroduce în soclul său tubul 6N7 şi se scoate din soclul tubului 6Ж4 al amplificatorului de tensiune. Acul indicatorului I va arăta din nou o valoare diferită de zero. Se mînuieşte potenţiometrul P_3, echilibrînd cele două jumătăţi ale tubului 6N7 pînă ce acul lui I revine din nou la zero. Se calează apoi axul lui P_3 în această poziţie.

4. Se reintroduce în soclul său tubul 6Ж4 şi se leagă la intrarea în aparat un traductor asupra căruia nu lucrează nici o presiune. Se roteşte butonul potenţiometrului P_2 complet spre dreapta (amplificarea maximă) şi se reglează potenţiometrul P_1 care echilibrează puntea în situaţia iniţială, pînă ce acul instrumentului I este adus din nou la zero şi se calează axul său în această poziţie.

Acum tot aparatul este echilibrat şi se poate face etalonarea sa. Se aplică cu ajutorul unei prese o presiune cunoscută asupra traductorului şi se citeşte indicaţia corespunzătoare la instrumentul I. Cu ajutorul potenţiometrului P_2 se reglează amplificarea astfel încît atunci cînd asupra traductorului se aplică presiunea maximă — de exemplu 50 t — instrumentul indicator să fie la capătul scalei sale. Se calează apoi şi axul potenţiometrului P_2 în poziţia găsită. In mod normal, nu este nevoie să se refacă reglajele de ajustare arătate mai sus, decît după schimbarea vreunui tub ars sau defectat sau după un timp mai îndelungat de funcţionare, pentru a compensa eventualele modificări ale caracteristicilor tuburilor, datorită îmbătrînirii lor.

★

In ce priveşte dimensionarea circuitelor magnetice şi electrice ale traductorilor, factorii de care trebuie să se ţină seama sînt următorii:

1. Dimensionarea mecanică a traductorilor s-a făcut astfel încît, sub acţiunea presiunii maxime de 50 t, armătura mobilă să se deplaseze cu 50 microni.

2. In cazul unui traductor inductiv diferenţial, pentru a obţine o variaţie cît mai apropiată de cea liniară, a impedanţei bobinelor traductorului în funcţie de variaţia intrefierului, trebuie ca această variaţie să nu fie mai mare de 0,3—0,4 din valoarea medie a acestuia.

In cazul nostru, pentru o deplasare a armăturii cu 50 microni, intrefierul bobinei superioare se va lungi cu 100 microni, iar al celei inferioare se va micşora cu aceeaşi lungime, ţinînd seama că intrefierul total al fiecărei bobine este suma distanţelor între armătură şi centru şi între acesta şi periferia miezului magnetic al bobinelor. Deci, în poziţia mijlocie a armăturii, intrefierul fiecărei bobine este variat în lungime cu cîte 50 microni. Luînd ca mărime medie a intrefierului total al unei bobine valoarea de 150 microni, deplasările de ± 25 microni ale armăturii faţă de poziţia sa medie, vor produce variaţii de ± 50 microni ale intrefierurilor, ceea ce reprezintă cca. 0,33 din valoarea lor medie. Aceasta înseamnă că, fără presiune aplicată, distanţa între armătură şi miezul magnetic al bobinei superioare va fi de 50 microni, iar faţă de bobina inferioară de 100 microni.

3. Intrucît traductoarele vor lucra într-o punte autoechilibrată a cărei diagonală de măsurare este conectată la intrarea unui amplificator electronic, deci cu impedanţă de intrare foarte mare, va trebui să tindem să obţinem o tensiune cît mai mare la bornele acestei diagonale. Se poate demonstra că această tensiune este dată de:

$$Ud = \varepsilon\, Ut$$

în care Ut este tensiunea la bornele traductorului, iar $\varepsilon = \frac{\Delta z}{z}$ sau variaţia relativă a impedanţei bobinei traductorului sub acţiunea presiunii. La rîndul său $Ut = wN\Phi$ în care w este pulsaţia curentului care alimentează puntea, N — numărul de spire şi Φ — fluxul.

Rezultă deci că pentru un Φ dat avem interesul să mărim cît de mult numărul de spire. Cu cît numărul de spire este mai mare, cu atît creşte şi sensibilitatea traductorului la influenţa cîmpurilor electrice parazite.

Ţinînd seama de dimensiunile geometrice ale traductorului rezultate din calculul mecanic al acestuia şi de spaţiul disponibil, au rezultat pentru miezul magnetic al unei bobine dimensiunile arătate în fig. 4. Acest miez are forma unui cilindru, cu scobitură inelară pentru înfăşurare, executat din fier moale. Dacă se execută înfăşurarea cu sîrmă de cupru emailată de 0,15 Φ şi ţinînd seama de spaţiul ocupat de carcasa bobinei, se pot bobina în spaţiul disponibil 5 000 spire.

Armătura mobilă este constituită dintr-un disc de fier moale, de 3 mm grosime. Pentru mărirea sensibilităţii traductorului se recomandă îngustarea suprafeţei frontale a întrefierului, pentru a compensa deplasarea liniilor de forţe spre regiunea centrală a polilor. Diametrul armăturii este deci numai de 43 mm.

Valoarea selfinducţiei unei bobine se calculează cu formula:

$$L = \frac{1{,}256\ N^2\, 10^{-8} H}{\frac{l_i}{\mu\, a_i} + \frac{la}{Sa}}$$

în care:

N este numărul de spire;
l_i — lungimea liniilor de forţă în fier:
μ — permeabilitatea fierului, la lungimea liniilor de forţă în aer;
a_i — secţiunea transversală a fierului;
Sa — secţiunea transversală eficace a intrefierului.

Făcînd calculul pentru $N = 5\,000$ pentru valorile minime ale intrefierului, găsim:

$$L_{max} = 18 \text{ Hy}; \qquad L_{min} = 12{,}4 \text{ Hy};$$

deci o variaţie de cca. 30 % a selfinducţiei, atunci cînd presiunea creşte de la 10 la 50 t.

Impedanţa maximă a bobinei traducătorului este dată de:

$$\overline{Z} = R + j\,\omega L_{max}$$

Cum în cazul nostru R este cca. 470 ohmi, iar jL_{max} la frecvenţa de 820 Hz este de 93 000 ohmi, putem considera:

$$\overline{Z} = \omega L$$

deci $Z_{max} = 93\,000$ ohmi şi $Z_{min} = 64\,000$ ohmi.

Cînd $P=0$, impendanța bobinei superioare va fi egală cu Z_{max}, iar a celei inferioare cu Z_{min}, iar cînd $P=50$ t situația se inversează.

Bobinele de reactanță cu miez de fier saturabil se vor calcula astfel încît înfășurările lor de curent alternativ să prezinte o impedanță de cca. 100 000 ohmi la frecvența de 820 Hz, atunci cînd prin înfășurările lor de curent continuu circulă curentul de echilibru al tuburilor finale ale amplificatorului.

Impedanțele celor două brațe alăturate ale punții vor avea deci pentru $P = O$ valorile respective de 193 000 și 164 000 ohmi. Celelalte două brațe ale punții sînt constituite din două rezistențe fixe și un potențiometru, cu o valoare totală de:

$$2 \times 30\,000 + 10\,000 = 70\,000 \text{ ohmi.}$$

Pentru a echilibra puntea va trebui să avem:

$\frac{193\,000}{164\,000} = \frac{R_1}{R_2}$, Pe de altă parte, $R_1+R_2=70\,000$ ohmi, notînd cu R_1 și R_2 rezistența celor două brațe formate, respectiv din rezistența fixă plus parte din potențiometru.

Rezervînd sistemul, găsim $R_1 = 37\,800$ ohmi și $R_2 = 32\,200$ ohmi. Deci, cu ajutorul potențiometrului de 10 000 w se poate obține echilibrarea punții pentru $P = 0$.

Sub influența lui P, puntea dezechilibrîndu-se, curenții în înfășurările de control ale rezistențelor cu miez saturabil nu mai sînt egali, cel din reactanța în serie cu bobina de sus a traductorului va tinde să scadă, iar cel din a doua reactanță — să crească, producînd variații de sens opus a impedanțelor lor, respectiv care vor tinde să readucă puntea la echilibru.

Cum puntea de reglaj automat poate fi considerată ca un amplificator cu reacție negativă, eroarea dată de ea va fi cu atît mai mică cu cît vor fi mai mari amplificarea dată de amplificatori și variațiile de inductanță ale bobinelor de reactanță, sub acțiunea curentului de control. La amplificarea maximă dată de amplificatorul electronic, o tensiune de 10 microvolți aplicată la intrarea acestuia, va produce, în cazul nostru, o diferență de cca. 1 miliamper între cei doi curenți de placă.

Sensibilitatea maximă ce se poate obține la bobinele de reactanță depinde în mare măsură de calitatea miezului lor de fier. Cele mai bune rezultate s-ar obține cu miezuri de permaloy. Totuși, în cazul nostru, rezultatele ce se pot obține cu miez din tole de ferosiliciu sînt cu totul suficiente.

Bobinele de reactanță se vor executa deci astfel încît cele două jumătăți ale înfășurării de curent alternativ legate în serie să aibă o impedanță de 100 000 ohmi, la frecvența de 820 Hz atunci cînd prin înfășurarea de control trece curentul de echilibru de cca. 20 m.a. Înfășurarea de control se va executa cu sîrmă de cupru de 0,1, utilizînd tot spațiul rămas disponibil pe miez.

★

Pentru aplicarea practică a aparatului în cazul unui abataj frontal se procedează în felul următor (fig. 6).

In galeria de refugiu, la o distanță de cca. 20—30 m, se face o mică nișă în care se instalează amplificatorul și comutatorul și unde se face și legătura electrică de la rețea. De la această nișă vor porni firele spre cei 30 de traductori care se instalează în lungul abatajului frontal (s-au considerat cîte 10 pe fiecare din cele trei rînduri de stîlpi) din lățimea spațiului de lucru (v. schița).

Traductorii se așază pe vatră, iar pe aceștia se montează fie stîlpii metalici ai susținerii metalice, fie stîlpii de lemn atunci cînd se armează cu acesta. După montarea numărului respectiv de traductori se fac legăturile între aceștia și comutator, avîndu-se grijă ca firele de legătură să fie ferite dinspre partea frontului, ca în timpul explodării să nu fie rupte. Toți traductorii sînt numerotați, iar legăturile se fac astfel încît numărul traductorului respectiv să corespundă cu numărul bornei de pe comutator. De asemenea, pentru a nu se greși, este recomandabil să se facă o schiță în care să se indice locul fiecărui traductor din front, atît de-a lungul frontului, cît și rîndul în care se află.

Intervalul de timp în care dorim să măsurăm presiunea este la alegere, putînd fi continuu sau la intervalul de timp dorit. De asemenea se pot urmări unii traductori mai des, iar alții mai rar.

In momentul cînd dorim să facem citirile, cuplăm curentul în aparat (în nișă), așteptînd circa două minute (pînă regimul lămpilor devine constant), apoi începem să manevrăm butonul comutatorului pe poziția corespunzătoare numărului traductorului căruia dorim să-i știm solicitarea. Imediat ce s-a făcut contactul ne uităm pe cadranul etalonat direct în tone și citim tonajul respectiv. In momentul următor schimbăm poziția comutatorului pe un alt traductor, iar acul aparatului, automat, își va schimba poziția după noua încărcare a traductorului respectiv. După ce am înscris rezultatele de la toți traductorii doriți, debranșăm aparatul de la rețea pînă cînd dorim din nou să vedem variațiile de presiune în timp.

Este de remarcat faptul că, în special, în timpul dirijării coperișului, este interesant și posibil a se urmări un timp mai îndelungat unul și același traductor; în acest caz aparatul se lasă branșat pe rețea tot timpul cît durează observația respectivă.

In concluzie, aparatul prezentat permite stabilirea lesnicioasă și rapidă a presiunii rocilor. Totodată, prin simplitatea sa în manevră, aparatul va putea fi manipulat de persoane fără o calificare specială (acestui lucru). Precizia sa este suficientă scopului urmărit, iar stabilitatea în exploatare este cu mult mai bună decît a altor dispozitive, chiar mai simple.

Din punct de vedere economic, aparatul prezentat este mai avantajos unor alte aparate similare, care nu se pot achiziționa decît din import. In comparație cu messdoze hidraulice, în locurile unde se cer multe puncte de măsură, peste 20, aparatul revine mai ieftin decît un număr egal de messdoze hidraulice, cu rezultate incomparabil mai bune, atît ca precizie, rapiditate și ușurință de manevră, stabilite și întreținere.

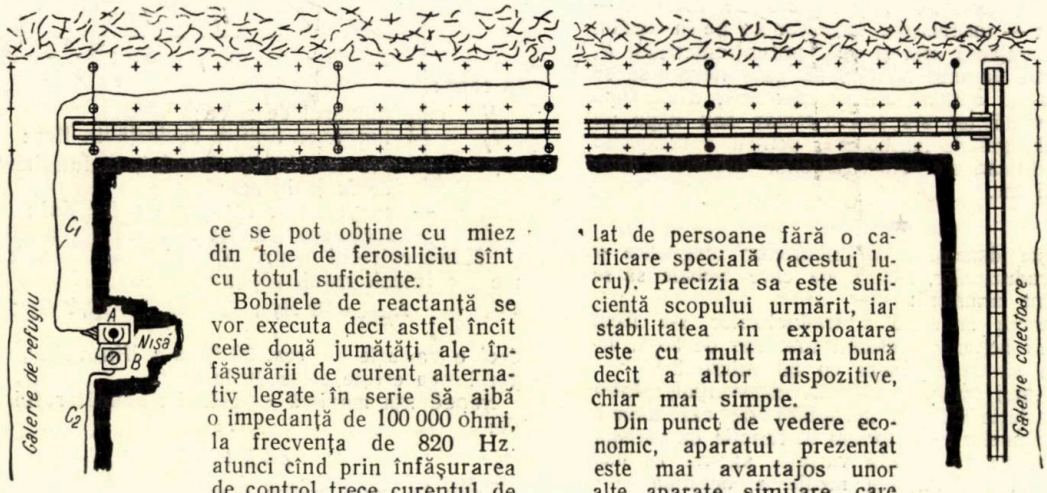


Fig. 6.

Comunicări ale Institutului de Cercetări Miniere

Aplicarea metodei de consolidare prin electrosilicatizare la săparea unei galerii prin formațiuni de nisipuri acvifere (borchișuri) la E. M. Filipeștii de Pădure

Ing. S. Segall
Institutul de Cercetări Miniere

Traversarea formațiunilor de nisipuri acvifere cu puțuri și galerii prin metode obișnuite miniere este foarte greoaie și, uneori, chiar imposibilă. Faptul că majoritatea zăcămintelor de lignit din R.P.R. sînt afectate de prezența formațiunilor de borchișuri, a făcut ca problema traversării lor să capete o importanță considerabilă. De rezolvarea acestor probleme depinde posibilitatea deschiderii și exploatării rezervelor de lignit situate sub nivelul hidrostatic, care constituie o mare parte din rezervele acestor zăcăminte.

Cercetările întreprinse în acest domeniu au dus la concluzia că pentru borchișurile întîlnite la majoritatea exploatărilor de lignit (Filipești, Șotînga, Mărgineanca) cu coeficienți de permeabilitate de ordinul 10^{-4} cm/s și cu conținut de particule argiloase cuprins între 10 și 20%, este recomandabilă experimentarea metodelor electrochimice.

Electrosilicatizarea constă în consolidarea borchișurilor (nisipuri acvifere foarte fine, saturate sau suprasaturate cu apă, curgătoare), prin cimentarea particulelor de nisip cu un gel de bioxid de siliciu, separat din reacția dintre o soluție de silicat de sodiu și una de clorură de calciu, introduse în teren cu ajutorul curentului electric continuu.

In acest scop, se introduc în masa borchișului întîlnit de lucrările miniere, niște țevi de fier parțial perforate numite „electrozi", prin care se injectează soluțiile chimice și care sînt puse în legătură cu polii unei surse de curent continuu. O parte din electrozi se leagă la polul pozitiv al sursei de curent continuu și sînt denumiți anozi, iar o altă parte la polul negativ și sînt denumiți catozi. Soluțiile chimice se introduc prin anozi.

Rolul principal al curentului electric este de a ușura pătrunderea soluțiilor în teren, asigurînd difuzarea lor în porii borchișului prin deplasarea apei legate, deci de transport electroosmotic al soluțiilor.

Silicatizarea se poate aplica la anumite tipuri de roci acvifere și fără ajutorul curentului electric. In acest caz, folosindu-se aceleași substanțe chimice, introducerea soluțiilor se face prin presiune.

Silicatizarea prin presiune se aplică în mod diferit, la diferite tipuri de roci acvifere, în funcție de coeficientul lor de permeabilitate.

Domeniul de aplicare a silicatizării prin presiune este limitat la rocile cu coeficient de permeabilitate cuprins între 80 și 0,1 m/zi (respectiv 9×10^{-2} și $1{,}2 \times 10^{-4}$ cm/s și anume:

— Silicatizarea cu două soluții (silicat de sodiu și clorură de calciu) se aplică la nisipurile acvifere cu coeficient de permeabilitate cuprins între 80 și 2 m/zi (respectiv 9×10^{-2} și $2{,}5 \times 10^{-3}$ cm/s).

— Silicatizarea cu o singură soluție mixtă, cuprinzînd atît silicatul cît și electrolitul (de obicei acid fosforic), se aplică la nisipuri fine cu coeficient de permeabilitate cuprins între 2 și 0,3—0,5 m/zi (respectiv între $2{,}5 \times 10^{-3}$ și $3{,}5—6 \times 10^{-4}$ cm/s).

— Silicatizarea cu o singură soluție simplă (soluție de silicat de sodiu) care se aplică la loessuri cu coeficienți de permeabilitate cuprinși între 2 și 0,1 m/zi (respectiv între $2{,}5 \times 10^{-3}$ și $1{,}2 \times 10^{-4}$ cm/s).

Necesitatea aplicării diferitelor tipuri de silicatizare a fost determinată de dificultatea de introducere a soluțiilor în teren, pe măsură ce se trece de la nisipuri cu particule mai mari la nisipuri cu particule mai fine (de tipul borchișurilor), a căror permeabilitate scade. Aceste dificultăți cresc datorită viscozității ridicate a silicatului de sodiu.

Pentru a se putea consolida borchișuri cu coeficienți de permeabilitate mai mici, s-a recurs la reducerea densității soluțiilor injectate. Mărirea diluției soluțiilor este însă limitată, deoarece soluțiile mult prea diluate nu mai asigură consolidarea. Intr-adevăr, silicatizarea cu o singură soluție mixtă nu mai asigură o consolidare suficient de rezistentă.

Din acest punct de vedere, electrosilicatizarea dă posibilitatea de a extinde metoda de întărire prin silicatizare a borchișurilor puțin permeabile (de ordinul 10^{-4} —10^{-5} cm/s), la care introducerea soluțiilor prin presiune nu mai este posibilă.

In astfel de roci, injectarea soluțiilor devine posibilă prin antrenarea lor de către curentul electroosmotic produs de trecerea curentului electric.

Fenomenul se explică în modul următor: presiunea mecanică și curentul electric acționează asupra unor părți diferite din lichidul situat în interiorul porilor nisipului. Presiunea mecanică acționează și pune în mișcare moleculele de apă libere, situate în afara cîmpului de influență a forțelor de atracție superficială, exercitate de suprafețele particulelor de nisip. In mișcarea lor, datorită viscozității lichidului, moleculele libere antrenează moleculele situate în apropierea suprafeței particulelor și supuse forțelor de atracție ale acestora. Viscozitatea extrem de ridicată a straturilor de apă din zonele supuse forțelor de atracție superficială frînează procesul de deplasare a apei. De aceea, la nisipurile foarte fine, la care peliculele de lichid adsorbit sînt foarte dezvoltate datorită suprafeței specifice foarte mari a particulelor, posibilitatea de punere în mișcare prin presiune a lichidului din pori este foarte redusă.

Curentul continuu acționează asupra ionilor din complexul de adsorbție a particulelor, provocînd punerea lor în mișcare împreună cu moleculele de lichid orientate în

jurul lor, formîndu-se în felul acesta curentul electro-osmotic.

Rezultatele lucrărilor experimentale întreprinse pînă în prezent

Studiul problemei consolidării formațiunilor de borchișuri prin metoda electrosilicatizării a fost început de un colectiv al I.C.E.M.I.N. în cursul anului 1954 în colaborare cu un colectiv al Institutului de Mecanică Aplicată al Academiei R.P.R., care începuse experiențele de laborator încă în cursul anului 1953.

În cursul lunii august 1954 s-a trecut la experimentarea metodei pe teren pe modele mari (în bazine experimentale), continuîndu-se în același timp lucrările de laborator. Aceste experimente s-au continuat și în cursul anului 1955, făcîndu-se în paralel pregătirile necesare în vederea experimentării metodei în mină, la traversarea unei formațiuni de borchiș.

În luna martie 1956 au început lucrările experimentale de traversare a unui strat de borchiș cu o galerie minieră, cu ajutorul metodei de consolidare prin electrosilicatare. Acest lucru a fost posibil datorită rezultatelor pozitive obținute și parametrilor stabiliți prin lucrările de laborator și, în special, prin cele executate în bazine experimentale, la care s-a căutat să se realizeze condiții cît mai apropiate de cele naturale.

Bazinele de experiență constau din niște gropi căptușite cu scînduri sau betonate, care se umplu cu borchiș scos din mină și în care se înfig electrozii, făcîndu-se apoi tratarea.

În asemenea bazine, s-au făcut experiențe cu material provenit din formațiunile de borchișuri de la minele Șotînga, Mărgineanca și Filipeștii de Pădure.

Încercările în bazine experimentale au fost executate cu scopul verificării pe modele mari a eficacității și posibilităților de aplicare a electrosilicatizării pentru stabilirea acelor parametri care nu puteau fi precizați pe modele reduse de laborator, cum ar fi raza de acțiune a electrozilor, schemele de distribuție a electrozilor etc., pentru stabilirea metodicii de lucru, a utilajelor adecvate, a consumului de soluții și a densității optime de curent.

Aceste experiențe au dovedit că metoda poate fi aplicată la consolidarea formațiunilor de borchișuri întîlnite la minele de mai sus, dar verificarea metodei nu se putea face decît prin executarea unor aplicații directe, la traversarea unui strat de borchiș.

Experiențele executate în galerii aveau ca scop principal să verifice eficacitatea metodei de traversarea unui strat de borchiș în mină, apreciindu-se rezultatele după posibilitatea de înaintare a galeriei prin borchișul consolidat.

În afară de aceasta, au mai fost urmărite și următoarele obiective :

— Verificarea utilajului proiectat pentru lucrările de consolidare în lucrări miniere orizontale.

— Studierea și experimentarea diferitelor scheme de amplasare a electrozilor, ce intervin la traversarea unui strat de borchiș.

— Verificarea parametrilor stabiliți în laborator și în experiențele executate în bazine experimentale, cum ar fi : cantitățile de soluții introduse și concentrațiile lor, densitățile optime de curent, consumul de energie etc.

Totodată s-au studiat și urmărit posibilitățile de reducere a duratei de execuție a procesului de consolidare și a operațiunilor anexe (înfigerea electrozilor), precum și metodele optime de săpare și susținere a tronsoanelor consolidate.

Locul ales pentru primele experiențe a fost galeria transversală Palanga sud, situată în sectorul IV al E.M. Filipeștii de Pădure. Ea a fost săpată cu scopul de a deschide rezervele de cărbuni situate în Valea Cervenia, urmînd ca după terminare să funcționeze ca galerie principală de transport pe care producția din Valea Cervenia să ajungă în Valea Pălăngii, unde se face încărcarea în vagoanele C.F.R. Profilul de săpare al galeriei este de 7,05 m². Galeria se betonează cu beton turnat. Profilul definitiv este de 4,5 m² (rază de 1,2 m).

La săparea galeriei a fost întîlnit un strat de borchiș, situat între stratele V și VII de cărbune.

În bazinul carbonifer Filipeștii de Pădure, formațiunea productivă este Dacianul, în grosime de cca. 400 m, din care complexul productiv are o grosime de cca. 120 m, fiind situat în jumătatea inferioară a Dacianului.

Complexul productiv este format dintr-o alternanță de strate de marne vinete foarte tari, marne cenușii nisipoase, strate de nisipuri cu alternanțe foarte subțiri de marne, nisipuri și 9 strate de lignit cu înclinări variind între 9 și 15°. Sub nivelul hidrostatic, stratele de nisip se transformă în borchișuri.

Borchișul este alcătuit dintr-un nisip foarte fin, cu un conținut de particule prăfoase-argiloase cuprins între 9 și 20% dintre care particulele între 3 și 2 μ în proporție de 9—15%. În compoziția granulometrică predomină particulele sub 0,1 mm (între 50 și 85%). Coeficientul mediu de permeabilitate este cuprins între 2,5 și 3,5 × 10⁻⁴ cm/s. În compoziția mineralogică predomină cuarțul, în proporție de 78—82%, mica cu 9—11%, mineralele opace 2—3%, calcit 3%, granați 2%, feldspați 3% și fragmente de cărbuni 2—3%.

Stratul de borchiș din culcușul Stratului V de cărbune a fost traversat cu mai multe lucrări miniere, cea mai mare parte deasupra nivelului hidrostatic, unde se prezintă ca un nisip foarte fin, uscat, cu vinișoare de marnă, care se sapă în condițiuni aproape normale. El a fost însă interceptat și în lucrări unde este îmbibat cu apă sub presiune și în stare de curgere, dînd naștere la erupții de borchiș și cauzînd dificultăți foarte mari la săpare.

Așa s-a întîmplat cu galeria betonată Palanga nord și planul înclinat Lipianu nord, ambele situate în aceeași zonă a Sectorului I, cu galeria betonată Roșioara nord, situată în Sectorul III și cu galeria transversală Palanga sud, situată în Sectorul IV, unde au avut loc experiențele de consolidare, toate întîlnind același strat de borchiș. Galeria betonată Palanga nord și planul Lipianu au ajuns în apropierea stratului de borchiș în anul 1953, cînd au avut loc primele erupții. Lucrările au continuat în condiții foarte grele, cu repetate erupții de borchiș. Stratul a putut fi traversat cu galeria abia în vara anului 1955, iar planul înclinat abia în 1956. Cu această ocazie s-au evacuat cantități enorme de borchiș, creîndu-se goluri foarte mari, care subminează stratele de cărbuni în zona respectivă. Același lucru s-a întîmplat și cu galeria betonată Roșioara nord care a avut prima erupție de borchiș în anul 1954 și la care se lucrează cu întreruperi pînă în prezent.

În punctul de lucru unde s-au făcut încercările de traversare prin consolidare, stratul de borchiș are cca. 2 m grosime și o înclinare de cca. 15° spre sud. Galeria fiind săpată aproximativ în direcția N—S, urma să atingă stratul VII în culcuș. În cursul anului 1954, cînd s-a ajuns cu săparea la 5 m de stratul de borchiș, a început să apară apă în front. Dîndu-se găuri de probă de cîte cca. 2 m lungime în tavanul galeriei, s-a constatat că debitul de apă se mărește. La un moment dat, pe găuri a început să curgă borchiș. Găurile au fost înfundate, dar apa a continuat să curgă și după o zi carnea dintre cele două găuri s-a rupt, dînd naștere unei puternice erupții. Cînd erupția a fost constatată, borchișul invadase cca. 20 m de galerie, dintre care pe mai mult de 10 m galeria a fost complet rambleiată. Pe ultimii 60 m galeria nu mai fusese betonată, iar din cauza erupției, pe ultimii 6—7 m armăturile au fost doborîte și tavanul de marnă a fost rupt pînă la stratul de borchiș. S-a reluat betonarea galeriei pînă cînd s-a ajuns în dreptul borchișului erupt. S-a încercat în repetate rînduri, în cursul anilor 1954 și 1955, să se traverseze borchișul cu ajutorul metodelor miniere obișnuite ca : parapete, palplanșe etc., reușind să se înainteze și să se betoneze pînă la cca. 7 m de locul unde a erupt borchișul pentru prima dată. După o serie de încercări

de a se înainta în continuare, soldate cu mari erupții, lucrarea a fost abandonată, fiind închisă cu un parapet construit în marginea inelului de beton din capătul galeriei. In acest punct au fost începute primele experiențe de traversare a stratului de borchiș cu ajutorul metodei de consolidare prin electrosilicatizare.

Lucrările au fost începute în luna martie 1956 de către un colectiv al Institutului de cercetări miniere.

Pentru executarea acestor lucrări a fost construit un utilaj special, adecvat particularităților aplicării metodei în mină.

Astfel, din cauză că lucrările de consolidare sînt intermitente, unei faze de consolidare urmîndu-i o fază de săpare în care timp instalațiile trebuiau să fie retrase din front, ea a fost montată pe platforme de vagoneți devenind transportabilă.

Experiențele executate în laborator și în bazine experimentale au scos în evidență durata prea mare a lucrărilor de consolidare, datorită în special ritmului lent de pătrundere a soluțiilor în borchiș sub influența exclusivă a procesului electroosmotic. Cîteva încercări de laborator au dovedit că combinarea electroosmozei cu presiunea constituie un mijloc eficace de grăbire a ritmului de pătrundere a soluțiilor și de intensificare a electrosilicatării.

Din compararea datelor citate în tabela 1 și 2 și în graficul din fig. 1, rezultă că aplicarea presiunii corespunzătoare unei creșteri a gradientului redus cu 40 a dus la o intensificare importantă a ritmului de pătrundere a silicatului, astfel încît raportul dintre ritmul de pătrundere cu gradient 50 și cu gradient 10 depășește valoarea 2.

Totodată, subliniem influența presiunii asupra caracteristicilor finale ale probelor întărite. Se remarcă întărirea pe toată înălțimea, la majoritatea probelor (înălțimea inițială a probelor 6,0 cm), ceea ce nu se putea obține la electrosilicatarea fără presiune.

Intensificarea efectului electrosilicatizării o dată cu creșterea gradientului se poate observa și la coeficienții finali de permeabilitate, stabiliți pe probele primei serii.

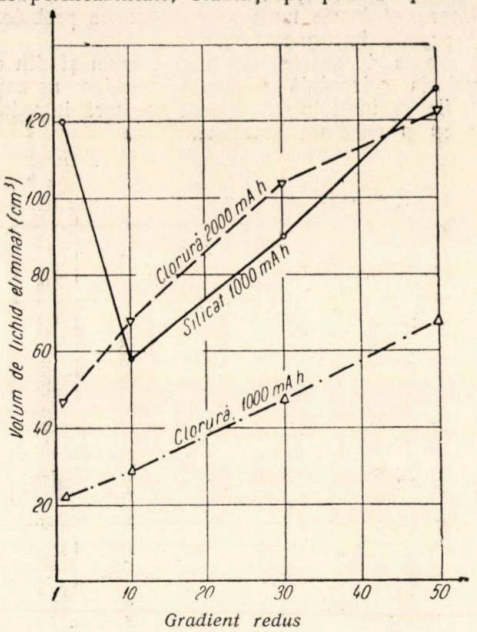


Fig. 1. Accelerarea ritmului de pătrundere a soluțiilor sub acțiunea concomitentă a curentului electric și a presiunii.

La cea de-a doua serie s-a obținut o impermeabilizare totală (tabela 2).

Rezultatele expuse mai sus dovedesc utilitatea combinării electrosilicatării cu presiunea, ea putînd da rezultate bune atît în ceea ce privește accelerarea ritmului de pătrundere a soluțiilor ducînd la scurtarea procesului de electrosilicatare și deci la un consum de

Tabela 1

Ritmul de pătrundere a soluțiilor sub acțiunea concomitentă a curentului electric și a presiunii

Nr. probelor	Gradient redus	Lichid ieșit la catod, cm³		
		In timpul pătrunderii silicatului după 1000 mAh	In timpul pătrunderii clorurii de calciu după 1000 mAh	după 3000 mAh
1—2	50	129	68,0	102
3—4	30	98	47,5	104
5—6	10	50	29,6	68
7—8	1	—	23,7	47

Tabela 2

Caracteristicile finale ale probelor electrosilicatate sub acțiunea concomitentă a curentului electric și a presiunii
S-au executat 2 serii de probe

Gradient redus	Coeficient de permeabilitate final, cm/s;		Inălțimea zonei întărite cm		Rezistența la zdrobire, kg/cm²	
	Seria I	Seria II	Seria I	Seria II	Seria I	Seria II
50	$1{,}05\times10^{-6}$	0	6,0	6,0	2,1	4,3
30	$1{,}2\times10^{-6}$	0	6,0	6,0	2,3	3,2
10	$2{,}2\times10^{-6}$	0	4,0	6,0	1,9	2,6
1	—	—	2,5	4,5	1,2	2,0

Rezistențele la zdrobire sînt relativ mari și se observă o creștere evidentă a rezistenței, o dată cu creșterea gradientului.

energie electrică mai scăzut, cît şi din punctul de vedere al îmbunătăţirii caracteristicilor finale ale probelor întărite (creşte raza de consolidare, rezistenţa la zdrobire şi se micşorează foarte mult permeabilitatea probelor, ele devenind practic impermeabile).

Ţinînd seama de aceste rezultate, precum şi din cauză că în galeria orizontală electrozii trebuiau aşezaţi fie orizontal, fie înclinaţi în sus, a fost necesară introducerea soluţiilor cu o oarecare presiune.

Realizarea presiunii cerea însă un utilaj special cu ajutorul căruia să se obţină debite mici şi presiuni variabile de la un electrod la altul (în general mici). Pompele mecanice obişnuite nu puteau fi utilizate, deoarece într-un material cu coeficient de permeabilitate redus soluţiile sînt absorbite foarte încet, presiunea creşte şi poate provoca fisurări în masa borchişului şi ieşirea soluţiilor pe lîngă electrozi. De asemenea, ştiind că electrozii sînt înfipţi în zone diferite şi la distanţe diferite de faţa liberă a frontului şi că în anumite zone materialul nu este omogen, se putea presupune că rezistenţa opusă la pătrunderea soluţiilor va fi diferită de la un electrod la altul (acest fapt a fost dovedit de experienţele efectuate).

Folosind o pompă obişnuită, cu o ţeavă de distribuţie spre electrozi, toată soluţia s-ar scurge pe electrodul care opune cea mai mică rezistenţă la pătrunderea lichidului, iar ceilalţi electrozi ar rămîne netrataţi cu soluţie. Mai mult, dacă pe unul din electrozi soluţia se scurge fără suprapresiune, în tot sistemul suprapresiunea rămîne mulă, iar soluţia se scurge necontrolată prin fisuri, goluri, sau iese prin faţa liberă a frontului. Uneori, se poate ajunge chiar în situaţia de a nu se putea identifica care este electrodul care funcţionează defectuos.

Ţinînd seama de cele de mai sus, un colectiv al I.C.E.M.I.N., format din ing. Bădărău Al. şi ing. Segall S., au elaborat şi proiectat o instalaţie de pompare originală (pompă-presă), care îndeplineşte toate condiţiile cerute de specificul lucrărilor (fig. 2).

Pompa-presă permite injectarea soluţiilor cu debite şi presiuni variabile de la un electrod la altul. Ea dă posibilitatea reglării şi măsurării debitelor şi presiunilor pentru fiecare electrod în parte.

In ansamblu, instalaţia de electrosilicatizare se compune dintr-un tren format din 4 platforme şi 3 vagoneţi de mină şi anume:

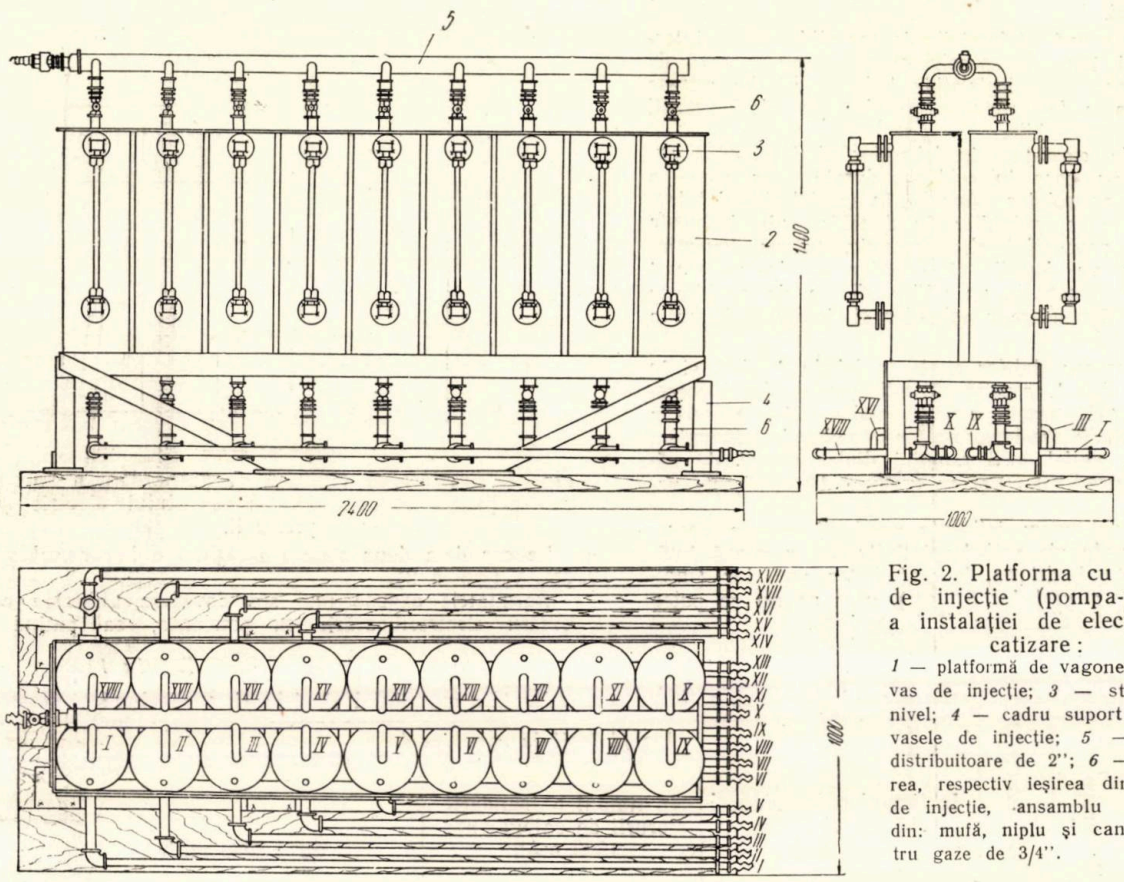


Fig. 2. Platforma cu vasele de injecţie (pompa-presă) a instalaţiei de electrosilicatizare:
1 — platformă de vagonet; *2* — vas de injecţie; *3* — sticlă de nivel; *4* — cadru suport pentru vasele de injecţie; *5* — ţeavă distribuitoare de 2"; *6* — intrarea, respectiv ieşirea din vasul de injecţie, ansamblu compus din: mufă, niplu şi canal pentru gaze de 3/4".

1) platforma cu vasele de injecţie (pompa-presă) fig. 2; 3, *a* şi 3, *b*);

2) platforma cu grupul convertizor, panoul de comandă pentru măsurători electrice şi grupul de rezistenţe;

3) platforma cu rezervorul de aer comprimat şi cu o pompă de mînă Alweiller;

4) platforma cu compresorul, motorul său şi rezervorul de răcire (fig. 3, *a* şi 3, *b*);

5) vagonet cu soluţie de silicat;

6) vagonet cu soluţie de clorură de calciu;

7) vagonet cu apă pentru spălarea instalaţiei şi a electrozilor.

Platforma 1 (fig. 2; 3, *a* şi 3 *b*) are 18 recipienţi pentru soluţii (vase de injecţie) cu capacitate de 25 l fiecare (2).

Deasupra vaselor este montată o conductă distribuitoare de 2" (5) prevăzută la cele 2 capete cu reducţii şi cu 2 robineţi, unul pentru soluţii şi unul pentru aer, şi cu manometru. Conducta distribuitoare este legată de vasele de injecţie prin intermediul unor ţevi de 3/4" prevăzute cu cîte un robinet, cu ajutorul căruia vasul închis poate fi izolat de restul instalaţiei. Prin această conductă se introduc în vase atît soluţiile chimice, cît şi aerul comprimat necesar împingerii soluţiilor în electrozi.

Recipienţii sînt prevăzuţi cu următoarele piese: la partea superioară, sînt ţevile de legătură cu conducte distribuitoare, prevăzute cu robineţi şi cîte un ştuţ pentru

manometru. La partea inferioară vasele de injecţie au cîte o ţeavă pentru ieşirea soluţiei, prevăzută cu robinet şi ştuţ cu rizuri pentru prinderea furtunului de cauciuc ce face legătura cu electrozii.

Fiecare vas de injecţie mai este prevăzut cu o sticlă de nivel gradată şi un buşon de curăţire.

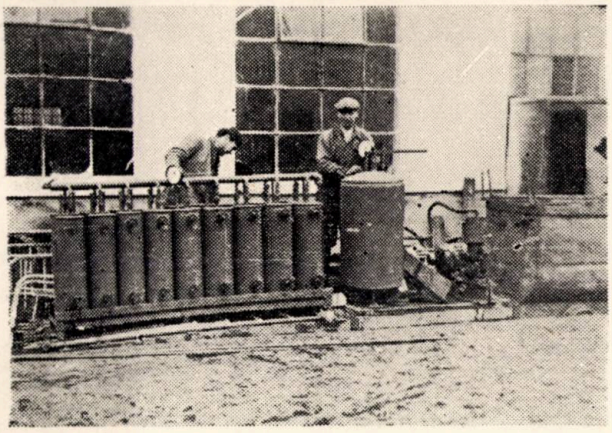


Fig 3, *a*. Instalaţia de electrosilicatizare (platformele *1, 3* şi *4)*

Platforma *3* cuprinde rezervorul de aer comprimat cu o capacitate de cca. 0,25 m³ şi o presiune de 4 ata. Rezervorul este prevăzut cu o supapă de siguranţă, un manometru, o ţeavă de intrare a aerului comprimat, o ţeavă de ieşire a aerului spre pompa-presă şi o ţeavă de purjare, ultimele două prevăzute cu robineţi de 3/4". Tot aici este montată şi pompa de mînă Alweiller.

Pe platforma *4* este instalat un compresor cu un debit de cca. 50 l/min, cu un motor de 4,5 kW şi rezervorul cu apă de răcire. Aceste aparate sînt legate între ele cu furtunuri de cauciuc pentru aer comprimat, cu inserţii de pînză, cu $Ø_{int}$ = 19 mm, care rezistă la o presiune de lucru de 4 at. Cu acelaşi tip de furtunuri se face şi legătura între vase şi electrozi.

Pe platforma *2* (a doua în ordinea aşezării în trenul de lucru) este montată instalaţia electrică.

Ea cuprinde două părţi principale:

a) circuitul de curent alternativ;

b) circuitele de curent continuu.

In circuitul de curent alternativ intră reţeaua de alimentare cu energie electrică a galeriei la tensiunea de 380 V. Cablul trifazic de alimentare intră într-o cutie terminală în care sînt plasate siguranţele fuzibile de tip L.S. de 60 A, urmate de un întreruptor tripolar automat, în ulei DITU de 60 A.

Din reţeaua trifazică de 380 V se alimentează următorii consumatori:

— Motorul compresorului de 4,5 kW, cos φ 0,85 şi 380 V al cărui circuit este prevăzut cu un întreruptor tripolar automat DITU de 25 A.

— Transformatorul de lumină de 380/127 V al cărui circuit este prevăzut cu siguranţe fuzibile tip LS de 10 A.

— Motorul asincron al grupului convertizor cu un circuit prevăzut cu un întreruptor tripolar automat DITU de 100 A şi cu un întreruptor montat chiar pe grup. Motorul este de 14 kW şi se alimentează la 380 V.

Circuitul de curent continuu cuprinde:

— Grupul convertizor de sudură (motor de curent alternativ montat în ax cu un dinam), care reprezintă sursa de curent continuu. Dinamul debitează curent continuu pînă la 300 A, sub o tensiune ce poate fi reglată între 5 şi 80 V, cu ajutorul unui reostat de excitaţie, montat chiar pe agregat.

— Masa de distribuţie şi comandă care conţine un întreruptor (heblu) bipolar, 2 siguranţe fuzibile de 100 A şi 36 de siguranţe de 10 A (18 în circuit anodic şi 18 în cel catodic), 54 de întreruptoare monopolare (hebluri), dintre care 18 în circuitul anodic pentru măsurătorile de amperaj, 18 în circuitul catodic tot pentru măsurătorile de amperaj şi 18 în circuitul anodic pentru punerea în funcţiune a unor rezistenţe reglabile care pot fi introduse în circuitul fiecărui anod, 36 de borne de contact de unde pleacă cele 36 de conductoare spre electrozi.

Tot pe masa de distribuţie şi comandă se află şi următoarele aparate de măsură:

— un ampermetru de curent continuu cu scara 0—150 A, montat în circuitul principal;

— un voltmetru de curent continuu cu scara 0—120 V, montat în circuitul principal;

— un voltampermetru (multavi) portativ, cu care se fac citirile de curent pe fiecare circuit de electrod în parte, la timpul şi în ordinea dorită.

Ulterior, heblurile au fost înlocuite cu nişte comutatoare cu care se măsoară amperajul pe fiecare circuit, mai uşor şi mai perfecţionat, prin simplă apăsare pe un buton.

Instalaţiile descrise mai sus satisfac toate necesităţile ce intervin în timpul lucrului. Ele sînt foarte simple şi pot fi construite la atelierul oricărei mine. Instalaţia de

Fig 3, *b*. Instalaţia de electrosilicatizare (platformele *1, 4* şi *3*).

electrosilicatizare cu care s-a lucrat a fost construită la atelierele E. M. Filipeştii de Pădure.

Lucrările de consolidare au început la jumătatea lunii martie 1956. In decurs de un an (pînă la luna martie 1957) au fost traversaţi cu ajutorul acestei metode cca. 16 m prin borchiş, realizîndu-se o înaintare medie lunară de cca. 1,30 m (galerie definitivă, betonată şi amenajată).

In decursul înaintării s-a trecut printr-o gamă variată de situaţii (fig. 4), fapt care impune ca la fiecare tronson în parte să se studieze amănunţit condiţiile de lucru şi să se amplaseze electrozii (ca număr şi poziţie) în mod corespunzător.

Astfel, după cum s-a mai arătat, în urma unor găuri de probă date în tavanul galeriei, s-a produs o erupţie şi tavanul s-a prăbuşit pe cca. 7 m de la locul erupţiei, fără ca galeria să fi ajuns în strat. Primele 3 tronsoane consolidate (cca. 7 m) au fost săpate în această zonă, în care galeria fusese săpată şi armată în cadre poligonale de lemn, dar al cărei tavan era prăbuşit, galeria rambleiată cu borchiş amestecat cu lemnăria şi bandajele susţinerii şi cu blocurile de marnă ce despărţeau stratul de borchiş de galerie.

Electrozii introduşi pentru consolidarea tronsonului *III* s-au înfipt în frontul de marnă vînătă tare din culcuşul stratului de borchiş. Următorii 5 m s-au excavat în frontul de marnă tare din culcuşul stratului, rămînînd la tavan un spitz de marnă nisipoasă ce se subţia pe măsură ce galeria se apropia de strat (fig. 4). S-a luat hotărîrea să se înainteze fără consolidare, cît va

fi posibil. S-au excavat şi betonat 3 m de galerie în două tronsoane. Excavarea s-a făcut manual cu toate că marna era foarte tare mai ales la vatra galeriei.

La capătul acestor 3 m s-au reluat lucrările de consolidare, deoarece apropierea stratului de borchiş se făcea simţită prin creşterea debitului infiltraţiilor de apă şi înaintarea fără consolidare nu mai prezenta siguranţă.

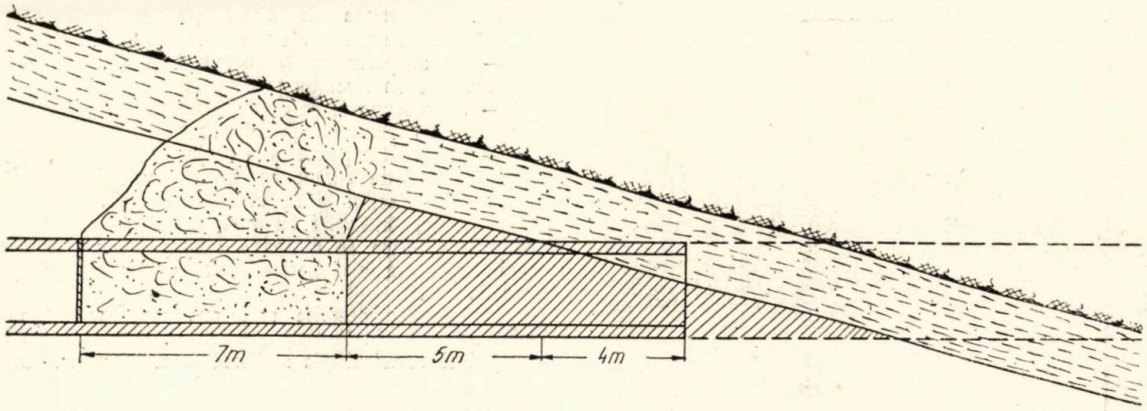


Fig. 4. Poziţia galeriei betonate faţă de stratul de borchiş şi formaţiunile străbătute de aceasta.

La următoarele 2 tronsoane (tronsoanele *IV* şi *V*) stratul de borchiş se afla în afara profilului galeriei, dar cobora, astfel că după 2 m (la capătul tronsonului *V*) borchişul se află chiar deasupra grinzii.

La celelalte 3 tronsoane executate (cca. 4 m) stratul de borchiş a coborît cu 1,20 m în profilul galeriei (fig. 4).

Cunoscînd cu oarecare aproximaţie elementele geometrice ale stratului, se poate presupune că peste cca. 5 m galeria va intercepta la tavan acoperişul stratului de borchiş şi cu aceasta faza cea mai periculoasă va fi depăşită.

La tronsonul *I* s-au înfipt prin digul de lemn 36 de electrozi, dispuşi radial pe întregul profil al galeriei (fig. 5). Electrozii au fost confecţionaţi din ţeavă neagră de fier de Ø = 2", alcătuiţi din 3 tronsoane de cîte

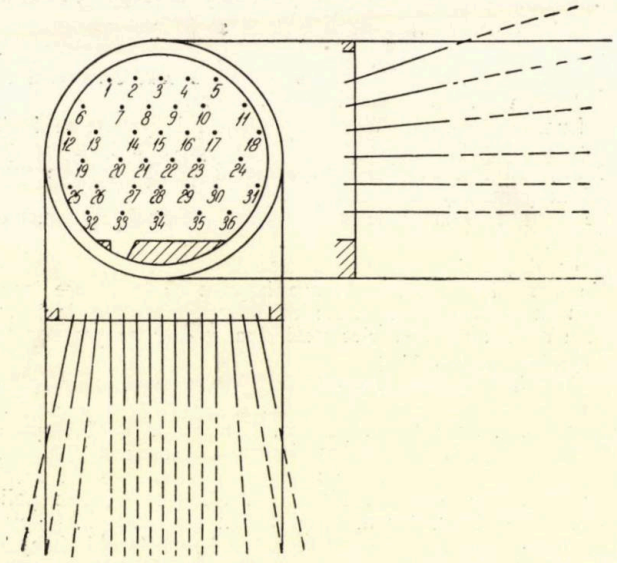


Fig. 5. Schema de amplasare a electrozilor la tronsoanele *I* şi *III*.

1 m lungime, dintre care două tronsoane perforate şi unul neperforat. Diametrul perforaţiilor este de 15 mm, găurile fiind dispuse în şah cu distanţe între rînduri de 30 mm. Cele trei tronsoane se asamblează între ele prin nipluri de legătură. La unul din capete se adaptează un vîrf conic metalic, care se înşurubează în primul tronson perforat. La celălalt capăt este adaptat un cap de injecţie (fig. 6), compus din următoarele piese :

— un ştuţ de 150 mm lungime şi Ø=2" cu filet exterior la ambele capete, pe care este sudat prin alămire un colier de cupru cu ajutorul căruia se realizează contactul electric de electrod ;

— un ştuţ cu rizuri pe care se adaptează furtunul de cauciuc care este strîns pe ştuţul de 2" cu ajutorul unei piuliţe olandeze exagonale (fig. 6).

Capul de injecţie se înşurubează în tronsonul neperforat, după ce electrodul a fost înfipt în borchiş.

Electrozii au fost introduşi în porţiunea surpată, unde borchişul era amestecat cu blocuri de marnă şi cu elemente de armături de lemn şi bandaje rupte din vechea susţinere a galeriei. Baterea electrozilor prin acest ma-

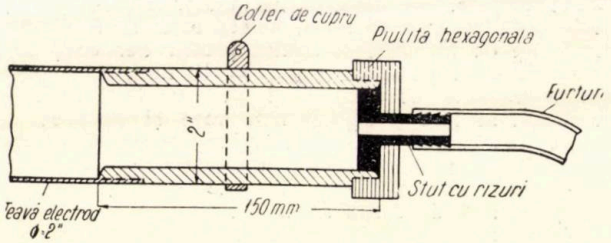


Fig. 6. Capul de injecţie al electrodului.

terial s-a făcut foarte greu din cauza neomogenităţii lui, unii electrozi străbătînd blocuri de marnă şi chiar scînduri.

După cum se poate vedea din fig. 5, rîndul superior al electrozilor a ieşit din profilul de săpare al galeriei. In pereţii galeriei nu a fost necesară evazarea electrozilor, din cauză că erau formaţi din marnă tare, iar la săpare s-au găsit chiar stîlpi rămaşi în picioare din vechea susţinere.

Scopul lucrării a fost să se creeze o perdea consolidată la tavanul galeriei şi un dop de material consolidat pe tot profilul de săpare a galeriei, care să permită săparea fără ca borchişul să invadeze golul excavat.

In linii mari, cam aceleaşi probleme s-au pus şi la consolidarea tronsoanelor *II* şi *III* (fig. 7 şi 5).

Baterea electrozilor a fost începută cu barosul. Lucrul a fost însă foarte greu şi rezultatele nesatisfăcătoare. Se puteau bate maximum 3 electrozi pe schimb, cu eforturi foarte mari, electrozii pătrunzînd în borchiş maximum 1,5—2 m, în loc de 3 m cît era necesar. In plus, cu toate precauţiunile luate (se băteau pe butuci din lemn de stejar), electrozii se distrugeau din cauza baterii cu barosul.

Din aceste motive a fost nevoie să se improvizeze imediat un alt sistem de înfigere, cu ajutorul unor stîlpi

metalici cu şurub folosiţi pînă atunci pentru armare provizorie la înaintări. Stîlpul este compus dintr-o ţeavă de Ø=4", prevăzută la ambele capete cu piuliţe sudate în interiorul ţevii, în care intră două şuruburi cu filet pătrat, filetate dreapta—stînga. Şuruburile sînt prevăzute la capete cu cîte un semicerc din platbandă de fier sudate de şurub, destinate să reazeme pe lemn rotund. La partea de mijloc a stîlpului, sînt prevăzute 4 găuri, la 45° una de alta, prin care se introduc nişte vergele metalice cu ajutorul cărora stîlpul poate fi rotit. La înfingerea electrozilor se folosesc 2 stîlpi. Unul din ei se fixează pe susţinerea de beton a galeriei, la o distanţă de front egală cu lungimea stîlpului cu şuruburile strînse şi a unui tronson de electrod de 1 m. Pe stîlpul de sprijin este prevăzut un inel metalic care culisează şi care poate fi fixat cu şuruburi la diferite înălţimi. Pe acest inel este aşezat unul din capetele stîlpului de împingere, iar celălalt capăt se fixează, prin intermediul unei jumătăţi de lemn rotund, în capătul electrodului. Rotind ţeava stîlpului de împingere, şuruburile se desfac, iar electrodul este împins în borchiş.

Acest sistem a dat rezultate bune, putîndu-se împinge 3—5 electrozi de cîte 3 m pe schimb. Stîlpii aveau însă şi un mare dezavantaj şi anume că şuruburile se desfăceau numai pe 40 cm, iar pentru împingerea unui tronson de 1 m era nevoie să se mute stîlpul de sprijin de 3 ori (la un electrod 7—8 mutări). Acest dezavantaj a fost însă înlăturat ulterior prin construirea unui stîlp cu şuruburile mai lungi (de cîte 60 cm), cu avansare de 1 m. Cu acest stîlp de împingere, stîlpul de sprijin nu mai trebuia mutat din loc, putîndu-se împinge chiar mai mulţi electrozi din aceeaşi poziţie. Aşezînd stîlpul de sprijin în diferite poziţii, se pot împinge electrozii în tot profilul galeriei, cu înclinări variate. Sistemul este foarte bun şi poate fi folosit la împingerea electrozilor în aproape toate poziţiile, cu excepţia electrozilor foarte înclinaţi (de la 50° în sus). Cu această metodă s-au putut împinge 4—7 electrozi pe schimb.

La tronsoanele *II* şi *III* s-a experimentat împingerea electrozilor cu sondeza L.B.S.-2S, adaptîndu-se la una din tijele sondezei un cap special, care permite prinderea electrodului. Se aşază sondeza în poziţia dorită şi se fixează. Se montează tija cu cap special şi se începe înfigerea, adăugîndu-se pe măsura avansării tije obişnuite. Se lucrează cu viteza de manevră a sondezei, folosindu-se numai mişcarea de avans (fără rotaţie).

Infigerea electrozilor cu ajutorul sondezei uşurează mult munca, putîndu-se împinge uneori pînă la 10 electrozi pe schimb. Are însă şi o serie de dezavantaje, şi anume:

Sondeza are multe unghiuri moarte, lăsînd o parte din front descoperită iar în aceste locuri electrozii trebuie împinşi prin alte mijloace. La fiecare serie de electrozi, sondeza trebuie mutată, iar mutarea şi mai ales fixarea ei sînt operaţii destul de greoaie. De asemenea, cînd electrodul întîlneşte un material mai rezistent, de exemplu un bloc de marnă, cu sondeza el nu-l poate străpunge, lucru care la împingerea cu stîlpii de obicei reuşeşte.

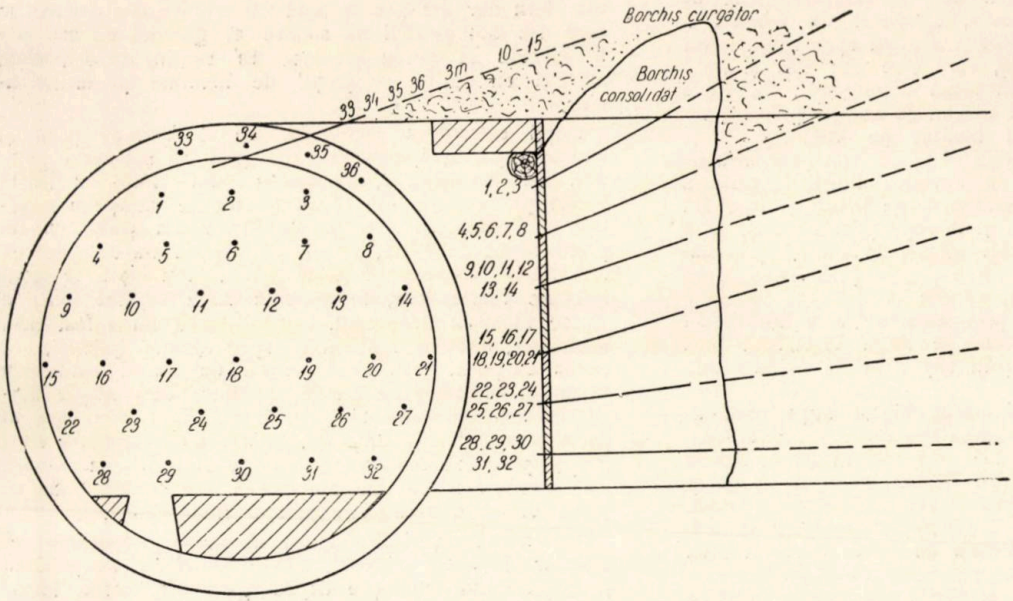


Fig. 7. Schema de amplasare a electrozilor la transonul II.

In cazurile cînd electrozii trebuie înfipţi în stratul de borchiş printr-un parapet de scînduri sau prin marnă, se dau nişte găuri cu ajutorul unui perforator, cu sfredele pentru lemn, respectiv cu sfredele ţigăneşti pentru marnă. Acesta a fost cazul electrozilor înfipţi la tronsoanele *IV, V, VI, VII* şi *VIII*.

Din cei 36 de electrozi înfipţi în front, 18 au funcţionat ca anozi şi 18 drept catozi. Electrozii au fost împinşi pe 2,75 m, rămînînd afară din front cîte 25 cm (brăţara pentru contact electric şi capul de injecţie).

S-au făcut legăturile electrice între tabloul de distribuţie şi electrozi. Fiecare anod a fost legat prin intermediul unui furtun de cauciuc, de cîte un vas de injecţie al pompei-presă.

Spre deosebire de tronsoanele următoare, la primul tronson consolidarea nu s-a făcut cu o tratare prealabilă numai cu curent electric, ci s-a trecut direct la introducerea soluţiei de silicat de sodiu.

Tratarea cu soluţii s-a făcut în patru etape. In etapa I-a s-a introdus o parte din silicatul de sodiu prin anozi, iar în a doua o parte din clorura de calciu. Apoi s-a inversat sensul curentului, anozii devenind catozi şi invers, şi s-a introdus din nou silicat de sodiu prin noii anozi (etapa a III-a). In etapa a IV s-a introdus restul de clorură tot prin noii anozi. Experienţele de laborator şi cele în bazine experimentale au dovedit că inversarea sensului curentului şi tratarea cu soluţii a tuturor electrozilor duce la mărirea razei de consolidare (deci la posibilitatea de a se mări distanţa dintre electrozi) şi la uniformizarea consolidării, deoarece în zona catodică consolidarea era întotdeauna mai slabă sau chiar inexistentă.

In ceea ce priveşte tratarea electrică, s-a încercat să se menţină intensitatea curentului constantă şi pe cît posibil egală la toţi electrozii (cca. 5 A pe fiecare electrod). Acest lucru însă nu a reuşit din cauză că materialul era neomogen şi electrozii aşezaţi la distanţe diferite între ei, iar rezistenţele de care dispuneam nu erau suficiente pentru a acoperi diferenţele de intensitate dintre electrozi (au funcţionat electrozi cu 6 A şi alţii cu 2 A).

Pentru aceste lucrări s-a folosit silicat de sodiu tip A cu modulul 2,7—3,3, cu densitatea de 24°Bé şi clorură de calciu tehnică diluată cu apă pînă la densitatea de 12°Bé.

Pomparea soluţiilor în front se face astfel: se umplu vasele cu soluţie, cu ajutorul pompei de mînă Allweiler. Se porneşte compresorul şi se ridică presiunea în rezervorul de aer comprimat. Se deschide robinetul de ieşire a aerului din rezervor, robinetul de admisie a aerului în vas şi cel de ieşire a soluţiei spre front. Aerul comprimat presează soluţia, care iese din vas şi intră în electrod, difuzîndu-se în masa borchişului. Pe sticla de nivel gradată se citeşte debitul de soluţii pătruns, iar presiunea pe manometrul montat pe vas.

La acest tronson, s-a constatat că mărind presiunea de pompare a soluţiei peste o anumită limită (variabilă de la un anod la altul) soluţia curge brusc şi iese din front prin canalele pe care şi le sapă prin borchiş. S-a constatat că în aceste cazuri soluţia se scurge prin catozii alăturaţi sau prin diverse puncte prin canalele ce şi le face jetul de soluţie, situate la distanţe variabile (0,5—1,7 m) de anodul prin care se face injectarea. Soluţia nu a ieşit niciodată pe lîngă electrodul prin care se făcea injectarea (prin suprafaţa de contact dintre electrod şi borchiş).

S-a încercat să se stabilească limita superioară de presiune, la care soluţia nu iese din front şi limita inferioară sub care soluţia nu mai pătrunde în teren. Aceste determinări s-au făcut pentru fiecare electrod în parte, găsindu-se valori foarte variabile ale presiunii de injecţie. La primele trei tronsoane consolidate, executate în material neomogen, suprapresiunea de lucru a variat între 0,2 şi 1 at.

La tronsoanele la care electrozii pătrundeau în strat, presiunea de lucru a crescut la 1—3 at, trebuind să se învingă şi contrapresiunea apei. La aceste tronsoane, fenomenul de curgere a soluţiilor prin faţa frontului sau prin catozi (jeturi de soluţie străpungînd prin materialul care desparte anodul de catod) a dispărut. După o serie de încercări, s-a stabilit următoarea metodă de pompare: după ce vasele sînt umplute cu soluţie, se măreşte treptat presiunea de injectare, la fiecare anod pe rînd, pînă cînd soluţia începe să curgă din vas. Acest lucru se urmăreşte la sticla de nivel a vasului de injecţie. Se închide imediat robinetul superior care opreşte admisia aerului comprimat în vas, izolîndu-l de celelalte. Presiunea din vas scade lent pe măsură ce soluţiile sînt absorbite în borchiş sub influenţa combinată a presiunii şi a curentului electroosmotic. In acelaşi mod se procedează şi cu ceilalţi anozi.

In decurs de cca. 2 ore presiunea scade sub limita la care soluţia mai este în contact cu borchişul şi operaţia trebuie repetată.

Metoda de pompare a soluţiilor descrisă mai sus a dat rezultate bune, deoarece condiţiile principale, de menţinere a anozilor plini cu soluţie şi de presare pentru accelerarea procesului de difuziune a soluţiilor în masa borchişului, au fost respectate.

Tratarea s-a făcut în patru etape. Intre fiecare etapă atît instalaţia cît şi electrozii se spală cu apă. Spălarea este necesară din cauză că la contactul între soluţia de silicat şi cea de clorură de calciu precipită imediat bioxidul de siliciu, care înfundă orificiile vaselor, ţevile şi furtunurile. De aceea, acestei operaţii trebuie să i se acorde foarte multă atenţie, între fiecare etapă, spălarea trebuind să fie repetată de 3—4 ori.

După terminarea celor patru etape de injectare a soluţiilor, se mai continuă tratarea electrică timp de 3—4 zile, inversîndu-se la fiecare opt ore sensul curentului. Tratarea ulterioară cu curent asigură uniformizarea consolidării, prin drenarea gelului de bioxid de siliciu, lucru pus în evidenţă de lucrările de laborator efectuate.

Procesul de consolidare durează în medie între 15 şi 20 zile, după care se desfac furtunurile şi conductoarele electrice şi se retrage instalaţia din front.

Urmează apoi extragerea electrozilor. La primul tronson s-au făcut încercări de extragerea electrodului în întregime (3 m) folosindu-se un zug-aparat cu cablu de oţel cu $\varnothing = 10$ mm, dar cablul s-a rupt fără ca electrodul să poată fi mişcat din loc. Mărirea diametrului cablului la 12 mm s-a soldat cu acelaşi rezultat. S-a recurs atunci la altă metodă: se deşurubează primul tronson al electrozilor şi se începe săparea. Pe măsură ce se avansează se scot şi celelalte tronsoane. Procedeul este bun dar are dezavantajul că tronsoanele electrozilor care ies din profilul de săpare al galeriei nu mai pot fi extrase şi rămîn pierdute în susţinerea definitivă, mărind cu costul lor preţul de revenire pe metru liniar.

După extragerea electrozilor se desface parapetul şi începe săparea, susţinerea provizorie şi betonarea galeriei. La tronsonul I, înaintarea s-a făcut cu foarte multe precauţiuni, din cauză că nu se cunoşteau rezultatele consolidării. Pentru siguranţă s-a pornit cu un profil redus de 1,50×1,80 m. La săpare s-a constatat că rezultatele consolidării erau bune. Borchişul se consolidase foarte bine, în anumite zone săparea trebuind să se facă cu tîrnăcopul. Consolidarea nu a fost însă uniformă, datorită faptului că spre tavanul galeriei, din cauza surpării, erau blocuri mari de marnă venite din tavan şi elemente de armături printre care curgea borchişul. S-a constatat totuşi o consolidare care lega în parte aceste blocuri între ele, iar trecerea curentului electric a provocat scăderea umidităţii şi îndesarea marnei, mai ales în zonele din apropierea electrozilor, unde se putea vedea o restructuralizare a materialului.

Fenomenul de electrodrenare al marnei constituie un auxiliar folositor metodei, îmbunătăţindu-i comportarea şi împiedicînd tendinţele de scurgere ale marnei înmuiate de contactul cu apa.

In urma consolidării, frontul de borchiş s-a menţinut nesusţinut aproape 20 zile. Abia după terminarea betonării s-a construit un parapet care să asigure stabilitatea frontului.

Avansul realizat la acest tronson a fost de 2,20 m în loc de 1,70 m cît fusese proiectat, deoarece calităţile consolidării au permis să se reducă grosimea parapetului de siguranţă din borchiş consolidat de la 1 m cît fusese proiectat la 0,5 m. Săparea galeriei cu profil redus s-a făcut în bune condiţiuni, realizîndu-se 2,20 m înaintare în 5 schimburi.

Lărgirea galeriei şi mai ales înălţarea ei s-au făcut în condiţii grele, deoarece la răpirea grinzilor printre blocurile de marnă din tavan, galeria era invadată de borchiş, în stare de curgere. Cu foarte multe precauţiuni s-a reuşit să se lărgească şi să se betoneze galeria în decurs de cca. 15 zile.

La tronsoanele următoare săparea s-a făcut mai uşor şi în timp mai scurt, deoarece constatîndu-se că nu era necesară săparea cu profil redus, s-a săpat galeria de la început la profilul definitiv şi numai rareori a fost nevoie să se facă rectificări (înălţări pe porţiuni limitate sau răpiri de stîlpi).

Din cauza unor deficienţe tehnice (lipsa de aparate de măsură, întreruperi de curent etc.), şi în special din cauza lipsei de experienţă, consolidarea, săparea şi betonarea primului tronson au durat cca. 2 luni.

Tratarea şi săparea celui de-al doilea tronson s-au făcut în ceva mai mult decît o lună, iar la tronsoanele următoare s-a realizat aproape întotdeauna un ciclu pe lună (înfigerea electrozilor, tratarea electrică, săparea şi betonarea) şi uneori chiar mai mult.

Tronsonul *II* şi *III* s-au efectuat în aceleaşi condiţii ca şi primul. S-au înfipt în front tot cîte 36 electrozi a cîte 3 m. La tronsonul *II*, 4 electrozi au fost bătuţi în spatele frontului prin bolta de beton, pentru a se asigura consolidarea la tavanul galeriei a porţiunii de lîngă parapet (fig. 7 şi 8, *a*).

Consolidarea acestor două tronsoane a reuşit bine, iar săparea şi betonarea lor s-a făcut cu uşurinţă, galeria fiind săpată de la început la profil normal.

Electrozii tronsonului *III* au întîlnit frontul tare de marnă de la capătul prăbuşirii, iar betonarea s-a făcut pînă la front.

A urmat apoi excavarea a 3 m de galerie fără consolidare, după care s-au reluat lucrările de electrosilicatare.

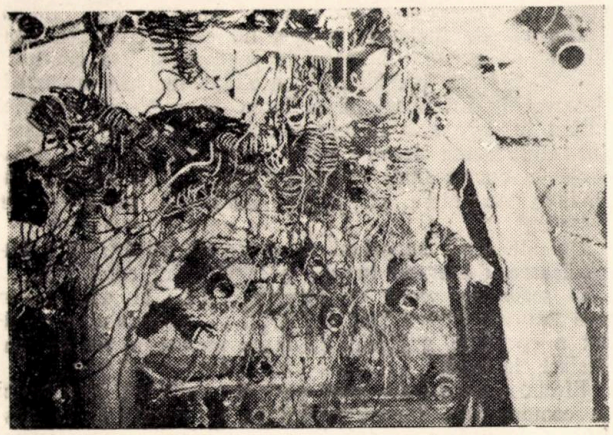


Fig. 8, *a*. Amplasarea electrozilor la tronsonul *II*

Tronsoanele *IV* şi *V* au fost executate în întregime în marnă tare. Consolidarea a fost făcută pentru întărirea tavanului, deoarece spitzul de marnă despărţitor se subţia din ce în ce, iar apropierea stratului de borchiş dădea naştere la presiuni ce puteau provoca cu uşurinţă ruperea tavanului şi deci erupţii.

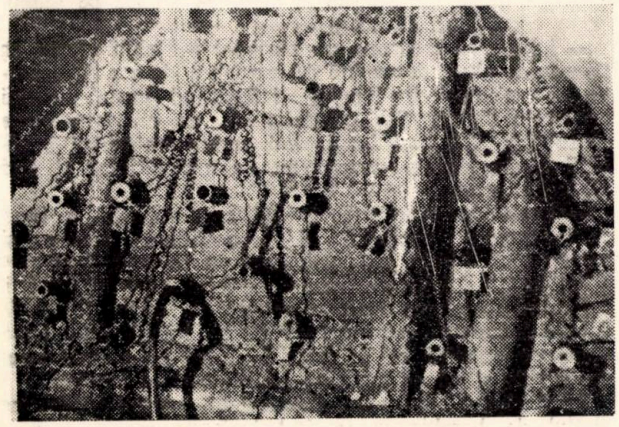


Fig. 8, *b*. Amplasarea electrozilor la tronsonul *III*.

De altfel, la sfîrşitul săpării tronsonului *V*, s-a constatat că stratul de borchiş a coborît pînă la grindă.

La aceste tronsoane electrozii au fost bătuţi conform schemelor din fig 9. La tronsonul *IV* s-au introdus 13 electrozi, dintre care 9 anozi şi 4 catozi, iar soluţiile au fost introduse numai prin anozi, fără să se mai facă inversarea sensului curentului. La tronsonul *V* s-au înfipt 22 electrozi, în trei rînduri, dintre care 13 anozi şi 9 catozi, soluţiile introducîndu-se în ambele sensuri.

Consolidarea a fost satisfăcătoare, săparea şi betonarea acestor tronsoane putîndu-se executa fără pericol.

Pentru consolidarea tronsoanelor următoare (*VI, VII,* şi *VIII*) electrozii au fost dispuşi în mod asemănător cu cei de la tronsoanele *IV* şi *V* cu deosebirea că pe măsură ce se avansează şi stratul coboară spre mijlocul frontului, numărul lor este mărit. Astfel, la tronsonul *VIII*, la care stratul de borchiş a coborît la 1,20 m de la grindă, s-au înfipt 34 electrozi. Electrozii ultimelor trei tronsoane au străbătut în întregime borchişul, iar vîrfurile lor au fost înfipte în acoperişul stratului (fig. 10).

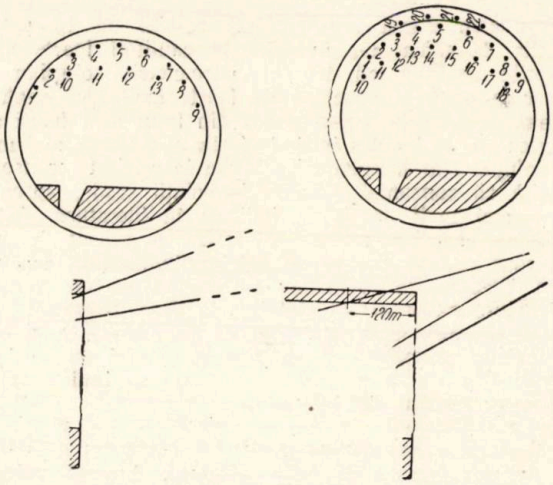


Fig. 9. Schemele de amplasare a electrozilor la tronsoanele *IV* şi *V*.

In ceea ce priveşte cantităţile de soluţii consumate, se poate afirma că în general s-au depăşit cantităţile calculate după formula indicată în literatură. Astfel, în lucrările executate în R.P. Polonă, prof. R. Cebertowicz recomandă pentru calculul cantităţilor de soluţii, aplicarea următoarei formule:

$$V_{sol} = V_m \cdot n \cdot a$$

în care:

V_{sol} este volumul soluţiei, în l;
V_m — volumul masivului de consolidat, în dm³;
n — coeficient de porozitate al materialului, în %;
a — coeficient de corecţie care ţine seama de volumul efectiv ocupat de soluţii din întregul volum al porilor (coeficient de umplere a porilor).

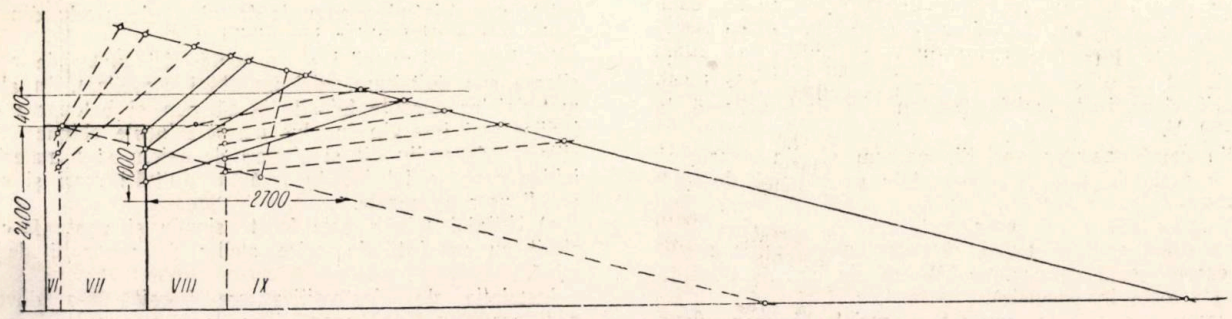


Fig 10. Schema de amplasare a electrozilor la tronsoanele *VI, VII* şi *VIII*.

Ţinînd seama de faptul că se lucrează cu două soluţii şi că raportul silicat-clorură se recomandă să se ia egal cu 1 : 1

$$V_{sil} = V_{Cl} = 0{,}5\, V_{sol}$$

Cu această formulă se calculează volumul de soluţii la concentraţia de lucru (soluţiile diluate).

Aplicînd această formulă la materialul în care s-au făcut încercările noastre cu $n = 45\%$ şi $a = 0{,}8$, ar fi rezultat că pentru un volum consolidat de cca. 15 m³, trebuie folosite 5 400 l soluţii, respectiv 360 l/m³ de teren consolidat, din care 180 l/m³ silicat de sodiu şi 180 l/m³ clorură de calciu.

In realitate la consolidarea primului tronson s-au folosit cantităţi cu mult mai mari. Din înregistrările făcute a rezultat că s-au introdus prin cei 36 electrozi 5 130 l silicat de sodiu şi 2 870 l clorură de calciu (respectiv 342 l/m³ silicat şi 191 l/m³ clorură de calciu) la diluţiile de lucru.

Din compararea acestor date rezultă că în special soluţia de silicat s-a introdus în cantităţi foarte mari, datorită faptului că tehnica introducerii soluţiilor nu era bine pusă la punct şi de foarte multe ori cantităţi însemnate de soluţie s-au scurs din front prin fisuri sau prin catozi, în borchiş intrînd efectiv o cantitate mai mică de soluţie. Din înregistrările făcute la celelalte tronsoane rezultă că consumul specific de soluţii scade, apropiindu-se mai mult de datele indicate în literatură. Astfel, consumul specific mediu de silicat a scăzut la cca. 250 l/m³, cel de clorură de calciu rămînînd la cca. 200 l/m³. Trebuie de asemenea să menţionăm că raportul silicat-clorură egal cu 1:1 nu a fost respectat, din cauză vă spre sfîrşitul etapei de introducere a clorurii de calciu, absorbţia şi difuzarea soluţiei în pori se făceau din ce în ce mai greu, ceea ce indică terminarea procesului de injectare.

In ceea ce priveşte tratarea electrică, s-a pornit de la ideea de a se menţine constantă densitatea de curent pe unitatea de suprafaţă de electrod. Această valoare, determinată în laborator, este de 2—3 mA/cm², respectiv de 20—30 A/m² suprafaţă de electrod, ceea ce revine la cca. 6 A pentru un electrod de 3 m, condiţionată de fenomenul de încălzire a materialului. Cum distanţa dintre electrozi precum şi rezistenţa terenului dintre electrozi nu sînt egale, rezultă că şi amperajul electrozilor nu poate fi egal. Pentru a se putea menţine densitatea de curent la valori apropiate la toţi electrozii, se reglează tensiunea cu ajutorul reostatului de excitaţie al grupului convertizor, pînă cînd se obţine la electrozii cu amperaj mic, un curent cît mai apropiat de valoarea dorită. In acelaşi timp, valoarea curentului la electrozii cu amperaj mai mare creşte peste limita stabilită. Pentru egalizare, se introduc în circuitele acestor electrozi nişte rezistenţe suplimentare cu care se face reglajul.

In timpul tratării, rezistenţa terenului modificîndu-se, operaţiile de reglare a tensiunii trebuie reluate. De obicei, citirile electrice pentru fiecare circuit se fac din două în două ore. S-a observat că în decursul introducerii soluţiilor de clorură de calciu (care este un bun electrolit), rezistenţa terenului scade foarte mult, necesitînd pentru menţinerea amperajului la o valoare constantă, să se scadă foarte mult tensiunea. Astfel, dacă în perioada introducerii soluţiilor de silicat de sodiu s-a lucrat cu o tensiune de 60—75 V, în perioada introducerii clorurii de calciu tensiunea a fost scăzută la 15—30 V.

Din cauza acestor variaţii, precum şi din cauză că într-o perioadă unul din aparatele de măsură de care dispuneam se defectase, nu s-a putut determina cu precizie consumul de energie.

S-a putut aprecia totuşi că, consumul specific mediu de energie este de cca. 60 kWh/m³ de borchiş consolidat (la toate tronsoanele).

Borchişul consolidat nu are o rezistenţă prea mare, dar permite totuşi săparea şi susţinerea galeriei, dacă aceste operaţii sînt făcute cu precauţii mărite deoarece fenomenul de curgere a borchişului este oprit. Nişte încercări executate pe probe de borchiş consolidat au arătat următoarele rezultate :

— Coeficientul de permeabilitate al materialului consolidat este de peste 100 de ori mai mic decît al borchişului netratat (2×10^{-6} cm/s, faţă de $2{,}5 \times 10^{-4}$ cm/s) unele probe fiind complet impermeabile. Totuşi, fenomenul de închidere a apei nu s-a produs, ea continuînd să curgă prin canalele pe care şi le-a creat.

— Rezistenţa borchişului consolidat nu este uniformă, deoarece în interiorul lui se formează reţele de material întărit în care sînt incluse cuiburi de material neîntărit. Incercări făcute pe mai multe probe au arătat o rezistenţă la compresiune cuprinsă între 1 şi 4 kg/cm², putîndu-se considera ca medie ponderată rezistenţa de 2 kg/cm².

Un alt efect important al electrosilicatizării este împiedicarea desfacerii în apă a borchişului consolidat.

O serie de probe de borchiş consolidat păstrate în apă timp de cîteva luni au arătat că materialul a căpătat o coeziune suficient de mare pentru a nu se mai desface în apă.

Efectele enumerate mai sus ca : mărirea rezistenţei la compresiune, impermeabilizarea şi rezistenţa la desfacerea în apă, s-au dovedit a fi suficiente pentru transformarea prin electrosilicatare a unui nisip fin curgător într-un material stabil la acţiunea hidrodinamică a apei, în care să se poată executa lucrări miniere.

In ceea ce priveşte caracteristicile tehnico-economice ale metodei, ele au fost urmărite, dar datele obţinute pînă în prezent nu sînt încă concludente din următoarele motive :

— Durata de execuţie a electrosilicatării şi legate de ea consumul de energie, valoarea manoperei etc. sînt variabile de la un tronson la altul, în funcţie de schimbarea condiţiilor de lucru.

— Lungimea tronsonului consolidat variabilă de la un tronson la altul, determină de asemenea durata de execuţie pe unitatea de lungime, influenţînd costul lucrării pe metru liniar. S-a constatat că, cu cît tronsoanele consolidate sînt mai lungi, deşi durata tratării şi a săpării creşte, durata de execuţie pe metru liniar şi deci şi preţul scad.

— Lipsa de experienţă în aplicarea metodei a făcut ca la început operaţiile de consolidare, săpare şi betonare să dureze mai mult decît în prezent, fapt care a influenţat defavorabil asupra costului total al lucrării.

Pentru aprecierea justă a preţului pe metru liniar de galerie betonată, este necesar să se treacă prin toată gama de condiţii ce se ivesc la traversarea unui strat de borchiş şi să se evalueze costul total al lucrării.

Acest lucru nu este deocamdată posibil, deoarece stratul de borchiş nu a fost încă traversat.

Din descrierea experienţelor executate şi a rezultatelor obţinute se pot trage următoarele concluzii.

a) Chiar în condiţiile în care s-au făcut primele experienţe, viteza de înaintare obţinută a fost sensibil mai mare decît cea realizată la lucrările similare unde s-a lucrat cu metode miniere obişnuite (palplanşe şi parapete), nemaiţinînd seama de faptul că la unele din ele înaintarea a fost chiar imposibilă.

b) Aplicarea metodei nu necesită nici materiale costisitoare sau deficitare, nici un utilaj complicat. In afara materialelor curente folosite la săparea şi betonarea galeriilor mai intervin în plus numai soluţiile chimice. Atît silicatul de sodiu cît şi clorura de calciu sînt materiale ieftine care se fabrică în ţară în cantităţi mari şi care pot fi uşor procurate.

c) Utilajul folosit este foarte simplu şi poate fi construit cu uşurinţă la orice atelier de reparaţii de la mină.

Instalaţia de electrosilicatizare folosită s-a dovedit a fi corespunzătoare condiţiilor de lucru pentru care a fost creată. In timpul lucrărilor au ieşit în evidenţă o

serie de deficiențe de mică importanță, care în parte au fost remediate (vasele de injecție au fost prevăzute ulterior cu niște bușoane de curățire, care s-au dovedit a fi necesare).

d) Lucrările de consolidare nu necesită o manoperă grea și nici un personal prea calificat. Orice tehnician minier sau chiar minerul șef de schimb poate fi instruit să lucreze cu instalația.

In schimb, lucrările de săpare și betonare cer un personal minier foarte bine calificat.

e) Din punct de vedere al securității muncitorilor și al condițiilor de lucru, metoda prezintă mari avantaje, deoarece înlătură primejdia legată de erupțiile de borchiș, iar munca minerilor este ușurată.

f) Durata ciclului de consolidare-săpare-betonare este încă destul de mare (cca. o lună). De aceea, trebuie studiate posibilitățile de scurtare a timpului de înfigere a electrozilor, cît și a timpului de consolidare propriuzis. Mai ales, va trebui să se încerce consolidarea de tronsoane cît mai lungi cu putință pentru a se obține un timp de consolidare pe metru liniar de galerie cît mai scurt.

Bibliografie

[1] *Antal S.:* Cercetări industriale asupra drenării electroosmotice la Sarospatakon „în Milyipitestudomany Szemle", nr. 78/1954.

[2] *Bally R.* și *Antonescu I.:* Contribuții la problema electrosilicatării pămînturilor „Studii și cercetări de mecanică aplicată", Tom. VII, nr. 4/1956.

[3] *Cebertowicz R.* și *Chrusciel J.:* Metoda electrocinetică de consolidare și impermeabilizare a pămînturilor (Documentare din R.P. Polonă), Gdansk, 1954.

[4] *Rjaniţin B. A.:* Silicatizarea pămînturilor nisipoase, Moscova, 1949.

[5] *Segall S.:* Raport asupra lucrărilor de consolidare prin electrosilicatizare (referat intern I.C.E.M.I.N. 1955 și 1956).

[6] *Vigh F.:* Electroosmoza și aplicarea ei în lucrările miniere (Documentare din R.P. Ungară), 1954.

Documentare

Ianelid I.: **Utilaje și metode de lucru în exploatările miniere moderne din Suedia.** Gornîi Jurnal, nr. 1 1957, pag. 12—30.

Autorul prezintă stadiul actual al industriei miniere suedeze, descriind utilajele și procedeele folosite. Se insistă în mod special asupra perforării, pușcării, metodelor de exploatare de mare productivitate și asupra instalațiilor automatizate de extracție.

Locomotivă de gabarit redus cu troleu și cablu. Gornîi Jurnal, nr. 1, 1957, pag. 67.

Locomotiva Me-1 proiectată de VNIIG este destinată transportului în galerii cu secțiune mică (sub 4 m²) din orizonturile intermediare. Acest tip de locomotivă se poate alimenta fie prin troleu, fie prin intermediul unui cablu lung de 100 m și care se înfășoară pe un tambur montat pe locomotivă. In acest mod locomotiva poate ieși din zona cu conductor de troleu, apropiindu-se mai mult de punctele de încărcare.

Caracteristicile locomotivei ME-1 sînt: greutate: 3300 kg; forța la cîrlig: 700 kg; viteza la alimentare prin troleu 8,7—25 km/h, iar la alimentare prin cablu sub 7 km/h; raza minimă de curbură: 4 m; puterea motorului: 12,8 kW.

Transportoarele cu bandă pitice fac exploatarea efecientă și economică. (Thin conveyor belt promte mining efficiency and econmp) The Mining Journal, nr. 1 1957, pag. 150.

Prin realizarea fibrei artificiale denumite rayon folosirea transportoarelor pitice, chiar pentru capacități mari a devenit mult mai economică. Astfel de curînd a fost realizată o bandă întărită cu rayon, care s-a dovedit mult mai eficace decît cele folosite pînă în prezent, chiar la un regim cu tensiuni de întindere mult mai mari. Totodată se obține o reducere în greutate de cca. 40% și o mărire cu 10% a forței de tracțiune. Reazemele se pot plasa la cca. 30 m, iar viteza benzii ajunge la 3 m/s.

A. Hausman: **Analiza gazelor în mină** (Analyse des gaz dans les mines). Annales des mines de Belgique, 1957, nr. 1, pag. 9—24, 24 fig.

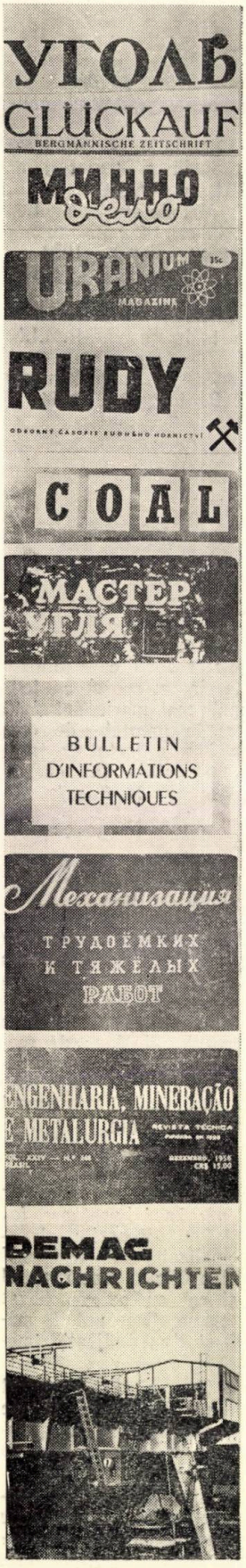
In cazul unui foc subteran, analizarea rapidă a probelor de aer din mină permite determinarea aptitudinii de aprindere a amestecurilor gazoase în timpul construirii digurilor, în momentul închiderii acestora și la redeschiderea zonelor de foc; de asemenea permite de a determina pericolul de asfixiere sau intoxicare cu CO și de a ne informa asupra evoluției focului în timpul acțiunii de stingere a acestuia.

Se descriu metodele franceze și germană de analiză a gazelor. Autorul face o deosebire între aparatajul folosit în laborator și cel folosit în mină. In laboratoare folosirea eudiometrului Petite-Rosselle, absorberului Müller și analizatorului Wösttroff necesită un personal calificat. Analizatorul cu raze infraroșii și cel cu oxigen bazat pe proprietățile paramagnetice, pot fi manipulate cu ușurință și dau indicații imediate.

In mină aparatele fixe ca metanometrul înregistrator Meihak sau Le Rutte, Weede și Meas, indică în orice moment conținutul în CH_4. Se prevede în viitor realizarea unui dispozitiv similar și pentru Co.

Aparatele portative sînt folosite de echipe în mod diferit detectorul colorimetric pentru CO, interferometrul pentru detectarea metanului, psychrometrul pentru mă-

DOCUMENTARE



surarea umidității, indicatorul Duc pentru măsurarea curenților de aer. Se descriu principiile și modul de funcționare al diferitelor dispozitive amintite.

Ricken: **E. Respălarea mixtelor în medii dense** (Die Nachsortierung von Zwischengunt în Schwerflüssigkeit) Gluckauf, 1957, nr. 1/2, pag. 17—25, 13 fig.

Autorul prezintă rezultatele tehnico-economice obținute prin respălarea mixtelor de 0,5—10 mm într-un separator cu bandă Voyit cu medii dense. Separația s-a efectuat la densități de 1,80 și 2,00. Din punct de vedere economic cheltuielile de funcționare totale se ridică la 1,375 mărci pe tona de cărbune brut.

In cazul în care se prevede consumarea mixtelor într-o centrală proprie, eliminarea șistului duce la o economie importantă, datorită reducerii cantității de energie necesară sfărîmării și uzurii concasoarelor, precum și a cheltuielilor de transport.

Kalmikov E. P.: **Să se introducă la minele noi încărcarea cărbunelui fără însilozare.** (Vnedriti bezbunkernuiu pogruzku uglea na novîh șahtah). Mehaniz, trud. rabot 1957, nr. 1 pag., 9—11, 2 fig., 2 tabl.

Incărcarea cărbunelui în vagoane de cale ferată se face fie din silozuri, fie direct de pe rampă.

Se arată că, construirea silozurilor nu este rațională nici din punct de vedere economic, nici din punct de vedere tehnic. Se face un studiu comparativ al celor două metode de încărcare și se constată că prin trecerea la metoda de încărcare fără silozuri se reduce costul investițiilor cu 25—35% (ținînd cont de necesitatea de a construi o uzină specială pentru fabricarea vagoanelor de cale ferată, care vor înlocui silozurile) ; volumul lucrărilor de construcție se reduce cu cca. 39% ; efectivul de muncitori la încărcare scade cu 5% ; cheltuielile de exploatare a instalațiilor de încărcare scad cu 18%, iar compoziția granulometrică a cărbunelui încărcat se ameliorează cu cca. 6%.

Aplicarea metodei de încărcare directă fără a folosi silozuri nu se poate face însă fără revizuirea termenelor excesiv de scurte fixate de organele Ministerului Căilor Ferate pentru încărcarea vagoanelor.

Tîmovski L. G.: **Transportul în exploatările de cărbune la zi.** (Transport na glubokih ugolnh karierah). Ugol, 1957, nr. 1, pag. 32—36

Ținînd cont de dinamica dezvoltării exploatării la zi a zăcămintelor de cărbune în U.R.S.S., se arată importanța economică a soluțiilor juste ale problemei transportului feroviar în aceste exploatări. Se descriu soluțiile problemelor de transport, adoptate la proiectarea exploatărilor la zi, adînci, în ultimii 3—4 ani.

Se arată schemele căilor de transport și se dau metode pentru calculul pantelor și al greutății garniturilor de tren.

Sestov P. I.: **Rezultatele încercărilor grinzilor metalice articulate.** (Rezultatî ispîtania metalliceskih verhneakov). Ugol, 1957, nr. 1, pag. 11—15.

Se analizează comportarea diferitelor tipuri de grinzi metalice articulate în cursul încercărilor industriale efectuate în minele din Donbass. In concluzie se arată că folosirea grinzilor metalice articulate pentru susținerea acoperișului în abataje este rațională din punct de vedere tehnic și economic, la exploatarea stratelor de cărbune cu înclinare mică și grosime peste 0,9 m.

Lomov G. A.: **Metodele de exploatare și de mecanizare a extragerii cărbunelui din stratele cu înclinare mică.** (O sistemah razrabotki i mehanizații dobîci uglea na plastah pologopadenia). Ugol, 1957, nr. 1, pag. 26—30

Se arată că metoda de exploatare prin abataje cu front lung nu asigură condițiile necesare pentru creșterea productivității muncii corespunzătoare nivelului de mecanizare. Se recomandă adaptarea metodei de exploatare cu camere, cu utilizarea în abataj a mașinilor cu acțiune frontală. Se propune schema de exploatare cu camere și stîlpi și crearea de agregate complexe pentru extragerea frontală a cărbunelui.

Burțev A.: **Automatizarea producției în minele din Kuzbass.** (Automatizațiia proizvodstva na șahtah Kuzbassa) Master Uglea, 1957, nr. 1, pag. 6—8

Se arată realizările de pînă acum în minele din Kuzbass privitoare la automatizarea și comanda la distanță a diferitelor instalații miniere (evacuarea apelor, transport în abataje, transport în galerii, mașini de extracție, etc.).

Se constată că în acest domeniu rezultatele sînt reduse față de posibilitățile reale și se dau recomandări pentru intensificarea automatizării, prin care în afară de reducerea prețului de cost, se realizează economii importante de mînă de lucru calificată, care poate fi folosită la alte munci.

Iarovikov V.: **Inovații utile.** (Poleznîe novșestva). Master Uglea., 1957, nr. 1, pag. 21—22, 2 fig.

Se descriu unele inovații, introduse în cadrul întreprinderilor trustului „Belavugol", în scopul de a perfecționa procesul de mecanizare a producției. Sînt de menționat : 1) mașina pentru spălarea bateriilor de acumulatoare ale locomotivelor electrice, care sporește productivitatea muncii de cîteva ori, realizează o spălare mai bună și ameliorează condițiile de muncă ; 2) soluția chimică specială pentru curățirea reflectoarelor lămpilor cu acumulator, prin care se realizează o luminozitate sporită a lămpii ; 3) dispozitiv care se fixează pe patul unui strung, servind drept mașină de șlefuit ; 4) dispozitiv pentru întinderea conductorului de troleu pentru locomotive electrice, în galeriile de mină.

Matonin P. K., Iudin N. P. şi Ivancinov A. M.: **Extragerea stratului de cărbune cu ajutorul combinei cu o singură bară.** Mehaniz. trud. rabot, 1957, nr. 1, pag. 12—15.

Se descrie construcţia şi modul de funcţionare a combinei „Donbass-1" cu o singură bară cu discuri de 1 m diametru, reconstruite şi adaptate pentru exploatarea stratelor de cărbune de la 1,4 m pînă la 2 m grosime prin montarea pe o ramă de 200 mm înălţime şi prin folosirea braţului inelar de havaj.

Schmoll G.: **Posibilităţile de aplicare a noilor procedee de amplasare a găurilor de sîmbure în mineritul metalifer din R.F.G.** (Anvendungsmoglichkeiten neuartiger Einbruchverfahren in west deutschen Erzbergbau) Zeitschrift für Erzbergbau und Metallhüttenwessen Band X, ianuarie, 1957, Heft 1, pag. 1—8

Pentru a realiza o creştere a înaintării pe ciclu se recomandă utilizarea cărucioarelor de perforat găuri cu diametru mare. Utilizarea găurilor de diametru mare permite creşterea înaintării cu 20—50%, iar prin utilizarea schemei de amplasare a găurilor de mină fără sîmbure de rupere se poate obţine o creştere a înaintării cu 20%. Ambele procedee reprezintă o uşurare considerabilă a muncii minerului. In cadrul articolului autorul prezintă o serie de rezultate obţinute prin aceste procedee în minele din U.S.A. şi R.F.G.

Husband H. C.: **Consideraţiuni asupra realizării celei mai judicioase a construcţiilor de spălătorii.** (Uberlegung über die zweckmässigste Ausführung von Wäschegebauden) Schlägel ung Eissen nr. 1 ianuarie 1957, pag. 19—26

Autorul arată necesitatea coordonării lucrărilor inginereşti şi a lucrărilor de arhitectură la proiectarea instalaţiilor de preparare. Importanţa alegerii amplasamentului judicios pentru a evita instalaţii suplimentare precum şi influenţa lucrărilor subterane; problemele speciale de fundaţii. După o serie de considerente asupra construcţiilor metalice şi de beton armat, autorul se ocupă de construcţia ferestrelor, podelelor, acoperişurilor şi treptelor. Acordă o atenţie deosebită problemelor legate de uşurarea montării agregatelor. In încheiere se descrie noua instalaţie de 1 200 t/h capacitate din Yorkshire.

Belugou P. şi Ait Onyahia M.: **Tratarea apei de spălare în cicloane de joasă presiune** (Behadlung des Waschwassers in Niederdruck-Zyklonen) Schlagel und Eissen, nr. 1, ianuarie 1957, pag. 11-19.

Se descrie utilizarea hidrocicloanelor de joasă presiune pentru clarificarea apelor de spălare, precum şi pentru separarea materialelor din tulbureală de cca. 0,5 mm dimensiune. Se propune de a trece apa de spălare printr-o serie de aparate. Inaintea fiecărui aparat se amplasează un ciclon de joasă presiune pentru clarificare, ceea ce permite o îmbunătăţire a circuitului de apă. Pentru clarificare se cuplează două cicloane, în primul se separă grăunţii mari, în cel de-al doilea materialul este îngroşat. Cele două clase astfel obţinute sînt flotate apoi, permiţînd o îmbunătăţire a randamentului flotaţiei.

Ghose A.: **Fotoelasticitatea şi aplicaţiile sale în problemele de dirijarea acoperişului în mină.** (Photoelasticity and its application to strata control problems in mining). Indian Mining Journal, vol. 5, nr. 1, ianuarie 1957, pag. 13—15.

Cu multiplele şi diversele sale aplicaţii în problemele inginereşti, fotoelasticitatea a devenit un ajutor preţios şi în problemele de dirijare a presiunii acoperişului. Rezultate mulţumitoare s-au obţinut în elucidarea problemelor complexe de distribuţie a presiunii în jurul excavaţiunilor miniere, în problemele de proiectare a susţinerilor moderne şi a susţinerii ancorate. In cadrul articolului autorul prezintă pe scurt principiile teoretice ale metodei, precum şi cîteva aplicaţii privind problemele de dirijare a acoperişului. De asemenea autorul descrie instalaţia de fotoelasticimetrie din laboratorul de dirijare a acoperişului de la departamentul de cercetări a exploatării Champion Reef, Kolar.

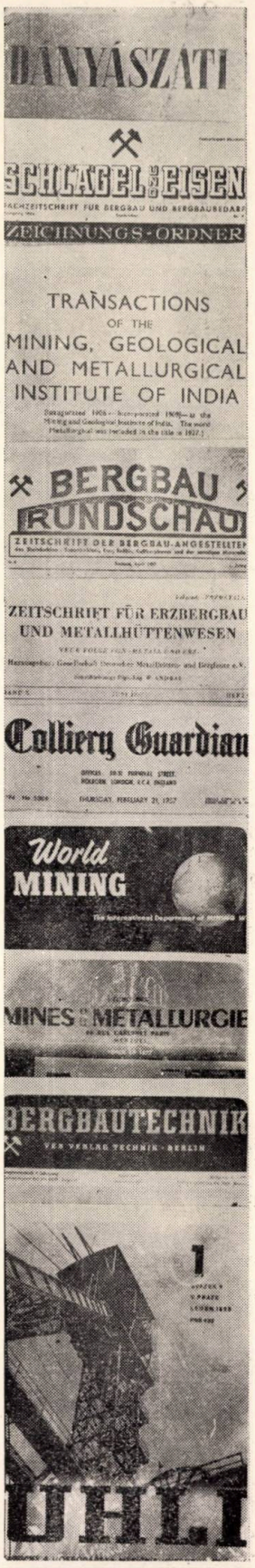
Malyuga D.: **Prospectarea biogeochimică a minereurilor.** (Biogeochimical prospecting for ores). Indian Mining Journal, vol. 5, 1957, 1 ian., nr. 1, pag. 15.

Autorul articolului face o succintă prezentare a cercetărilor întreprinse de savanţii sovietici acad. V. I. Vernadsky A. P. Vinogradov şi alţii, care arată că toate elementele chimice care compun scoarţa terestră sînt conţinute într-o cantitate mai mică sau mai mare în solurile acoperitoare, plante şi apă. Cercetătorii de mai sus au stabilit că prezenţa depozitelor de minereuri conduc la creşterea conţinutului de metale a solurilor în apropierea acestor zăcăminte.

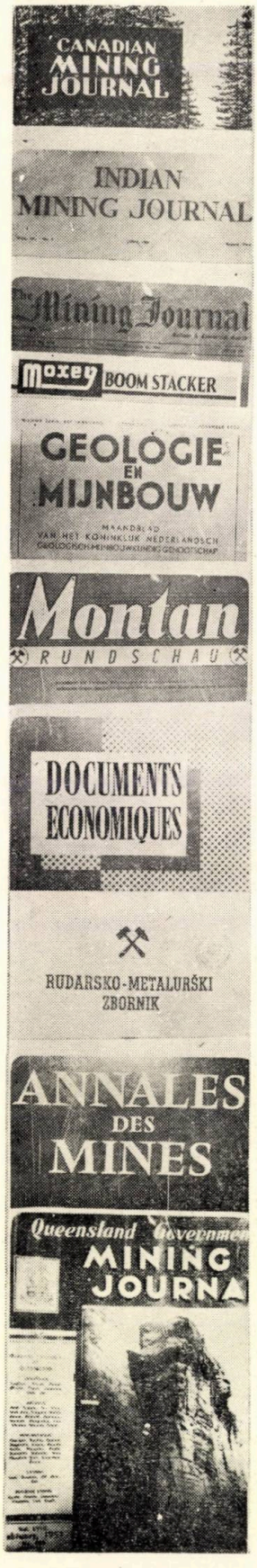
Se citează cîteva exemple din U.R.S.S. de prospectare cu ajutorul acestei metode de prospectare, denumită biogeochimică, şi care constă în studiul conţinutului în metale a stratelor de humus ale solurilor, precum şi a cenuşii plantelor.

Misra G. S.: **Lucrări de explodare cu oxigen lichid.** (Blasting with Liquid Oxigen Explosives). Transactions of the Mining, Geological and Metalurgical Institute of India, vol. 52, nr. 1, apr. 1955, pag. 31—51.

Articolul face o prezentare amplă a metodei aplicate în ultimii douăzeci şi cinci de ani în India, atît în mineritul metalifer, cariere şi lucrări de construcţii. Se descriu: metoda de preparare, de transport şi de manipulare a explozivului, indicîndu-se dimensiunile cartuşelor utili-



DOCUMENTARE



zate, în funcţie de scopul şi dimensiunile găurii de mină. Se descrie de asemenea modul de încărcare, burare şi explodare a cartuşelor, dîndu-se o serie de detalii interesante.

Utilizarea explozivului cu oxigen lichid a permis, pe lîngă o reducere a consumului specific de exploziv şi o reducere a preţului de cost, respectiv creşterea productivităţii muncii prin reducerea consumului specific de gaură de mină şi prin mărunţirea mai uniformă a minereului. Se prezintă rezultatele obţinute în exploatările de minereu de fier, calcar, bauxită, lucrări de baraje etc.

Gy. Bubics: **Clasificarea minelor grizutoase după gradul de periculozitate.** (Sujtóléges aknák veszélyesség szerinti osztályozása). Bányászati Lapok. 12 (90) nr. 1, ian. 1957, pag. 2—10.

Metoda actuală în vigoare şi obligatorie de clasificarea minelor grizutoase în funcţie de periculozitate trebuie revizuită. Clasificarea minelor în categoria de periculozitate respectivă, nu trebuie făcută numai pe baza cantităţii de metan pe tona de cărbune extras. Este necesar de a ţine seama de condiţiile geologice, de producţie şi de aeraj al minei respective, de modul de apariţie a metanului, precum şi de cauzele eventualelor erupţii şi explozii de metan.

Este necesar de a mări precizia măsurătorilor de stabilire a conţinutului în metan a aerului de mină. Se impune de asemenea amenajarea unor laboratoare de analiză, cel puţin la trusturile principale.

Jansen F.: **Extracţia cărbunelui cu o maşină de perforat găuri cu diametre mari la mina Friedrich Ernestina.** (Kohlenbbau mit einer Grossblockbohrnmaschine auf der Schachtanlage Friedrich Ernestina). Glückauf, 93, 1957, nr. 1/2, pag. 30—31.

Se descriu experienţele efectuate cu o maşină de perforat găuri de diametru mare (Ø 600 mm), avînd drept scop de a stabili:

— dacă se pot extrage cu aceste maşini cărbuni tari;

— ce putere este necesară şi ce viteze de perforare se pot realiza, şi care este preţul de cost;

— dacă coperişul şi culcuşul slab al stratului de cărbune se pot menţine în timpul operaţiunilor de perforare.

Experienţele s-au soldat cu rezultate pozitive, maşina executînd pînă la 90 m gaură pe post.

* * *: **Susţinerea păşitoare hidraulică maghiară HKV—1000.** (HKV—1000 a magyar hidraulikus lepkedö fejtési vándorbisztositás) Bánjászati Lapok 12 (90) nr. 1, ian, 1957, pag. 54.

Se descrie susţinerea păşitoare realizată de tehnicieni unguri, susţinere cu totul deosebită faţă de cele realizate în străinătate.

Susţinerea constă dintr-o placă de 2 400 mm lungime, 1 000 mm lăţime şi 300 mm înălţime, susţinută de un stîlp hidraulic, ce se reazemă pe dispozitivul de păşire. Capacitatea portantă a susţinerii este de 100 t. Efortul de înţepenire sub acoperiş este de 35 t. Greutatea este de 2 t.; dispozitivul poate avansa pe 580 mm în cca. 60 s.

Cadrul se află actualmente în curs de experimentare într-una din minele Trustului Borşod.

* * *: **Descoperirea copturilor.** (Detection of rock failure). Chemical Engineering and Mining Review (Australia). Vol. 49, 1956, nr. 1, 15 oct., pag. 13—14.

Căderea bucăţilor de rocă constituie şi în prezent una din principalele cauze posibile de accidente în exploatările miniere. In urma unor experimentări de mai mulţi ani în S.U.A. a fost realizat un stetoscop electronic, denumit Seismitron care permite detectarea copturilor.

Acest dispozitiv se bazează pe amplificarea undelor microseismice care însoţesc şi preced orice deranjament tectonic. Dispozitivul cîntăreşte cca. 7,5 kg şi constă dintr-un geofon foarte sensibil, un amplificator şi căşti cu cristal. Fenomenul de piesoelectricitate a cuarţului transformă vibraţiile microseismice în curent electric ale cărui oscilaţii pot fi auzite în căşti după o amplificare corespunzătoare. Geofonul se introduce într-o gaură de mină de cca. 1 m lungime, iar înregistrările se fac la intervale de 15 minute.

Loison R. şi Cocu J.: **Două tipuri noi de explozivi antigrizutoşi.** (Deux nouveaux explosifs roche) Publication CERCHAR, 1957, nr. 77, ianuarie.

Datele caracteristice ale celor două tipuri noi de explozivi sînt cuprinse în tabela de mai jos:

Tipul	Exploz. nr. 41	Grisudinamita
Tolita	15,0	—
Azotat de amoniu	73,5	73,5
Făină de lemn	2,0	—
Clorură de sodiu	9,5	—
Nitroglicerină	—	20
Fulmicoton	—	0,5
Dinitrotoluen	—	1,0
Celuloză	—	5,0
Oxigen în exces pentru 100 g	0,8	7,0
Densitate de încartuşare	1,05	1,05
Trauzl, cm³	99,00	118
Sensibilitate (cartuşe de Ø 30 mm)	8 cm	18
Viteză de detonaţie, m/s	4 500	3 800

Creissels J.: **Producţia de sare a Franţei.** (La production saliniére française). Annales des mines, 1957, nr. 1 pag. 15—26, 10 fig., 2 tab.

Necesităţile Franţei în clorură de sodiu sînt de ordinul a 3 milioane tone anual, din acestea cca. 1,8 milioane tone folosindu-se direct sub formă de saramură. Articolul tratează problema producerii în

Franţa a cca. 1,2 milioane tone sare cristalizată. Exploatarea sării se face prin trei procedee: 1) un procedeu aşa-numit „agricol" practicat pe litoralul atlantic şi mediteranean, ce constă în cristalizarea sării din apa mării prin evaporare; 2) procedeu minier practicat în Lorena, unde se exploatează sarea în saline şi 3) procedeu industrial în Lorena şi sud vest, ce constă în evaporarea sub acţiunea căldurii şi eventual a vidului, a saramurelor obţinute prin dizolvarea sării în zăcămînt.

Anual se obţin 700 000 tone sare cristalizată din apa mărilor. Salinele marine se întind pe cca. 15 000 ha. In aceste saline apa mării este pompată începînd din luna martie, într-o serie de bazine de mică adîncime. La trecerea prin aceste bazine apa mării se evaporă şi se concentrează din ce în ce mai mult. In general acest traseu este parcurs datorită pantelor. Apa de ploaie se menţine la suprafaţa saramurii care are o densitate mai mare şi se poate evacua în mare printr-o serie de canale speciale. In general sînt necesare trei luni pentru ca apa de mare să ajungă la saturaţie; în această perioadă are loc o evaporare zilnică de 4—8 milimetri. Terenul pe care se plasează salinele marine se consolidează prin presarea pe suprafaţă a unui strat de calciu obţinut tot prin evaporarea apei mării. Recoltarea sării se face între 15 august şi 1 septembrie şi constă în prelevarea sării depuse într-un strat de 5—10 cm şi depozitarea ei. In general recoltarea este mecanizată la maxim pentru a permite exploatarea cît mai rapidă: 3 000—5 000 t/ore. Sarea astfel obţinută se spală într-o soluţie saturată de ClNa care antrenează particulele pămîntoase şi dizolvă celelalte săruri. Ulterior sarea este uscată. Depozitarea se face în hale în aer liber, iar ploaia şi zăpada permite îmbunătăţirea concentrării în ClNa.

La exploatarea minieră se practică havarea şi tăierea cu exploziv. Incărcarea se face cu maşini cu braţe, iar transportul cu camioane de 10 t. Această sare se livrează în blocuri. Prin topirea la 800° această sare se purifică şi se cristalizează în lingotiere.

Exploatarea sării prin sondaje se face la adîncimi de 200 m. Consumul de apă este de 10 m^3/h la o exploatare de 20 000 t/an. Saramura este apoi transportată prin conducte de fontă în bazine de rezervă. Rafinarea sării se face fie evaporînd, fie depăşind apa din saramură. Această rafinare se poate face fie în evaporatoare cu vid, fie prin termocompresiune: un compresor aspiră vaporii produşi la fierberea saramurii, le comprimă şi le injectează cu vapori de încălzire în evaporator. In alte cazuri saramura extrasă din sonde este supusă evaporării în aer liber.

Davîdov B. L.: **Expoziţia de utilaj minier de la Pekin.** (Vîstavka gornogo oborudovania v Pekine). Mehanizaţia trudoemkîh i tiajlîh rabot, 1957, nr. 1, pag. 40—42, 8 fig.

In anul 1956, în cadrul Institutului de Mine din Pekin a fost organizată o expoziţie de utilaj minier fabricat în U.R.S.S., R. P. Chineză şi R. P. Polonă. Dintre exponate citäm: combina Donbas 1, construită în R. P. Chineză, combina poloneză KY—52, haveza universală de săpare, de construcţie poloneză etc. In R. P. Chineză au fost realizate benzi transportoare cu o construcţie originală a rolelor care înlătură ungerea, un vibrator pentru vagonetele de cărbune în vederea măririi coeficientului de umplere, dispozitiv de cuplare şi decuplare automată a vagonetelor, greifere etc.

Kriz F.: **Sarcinile cercetării presiunii rocilor şi posibilitatea măsurării acestora în exploatările miniere.** (Ulohy vyskumu horninového tlaku a moznosti jeho meranie v rudnych baniach). Rudy, vol. 5, 1957, nr. 1, pag. 3—6, 5 fig., 8 tabl.

Autorul prezintă principalele caracteristici fizico-mecanice ale rocilor şi remarcă necesitatea determinării lor. In continuare se dau caracteristicile stării rocilor, rezistenţa, elasticitatea, permeabilitatea la gaze şi lichide, proprietăţile geofizice şi se descriu dispozitivele piesoelectrice de măsurare a acestor caracteristici.

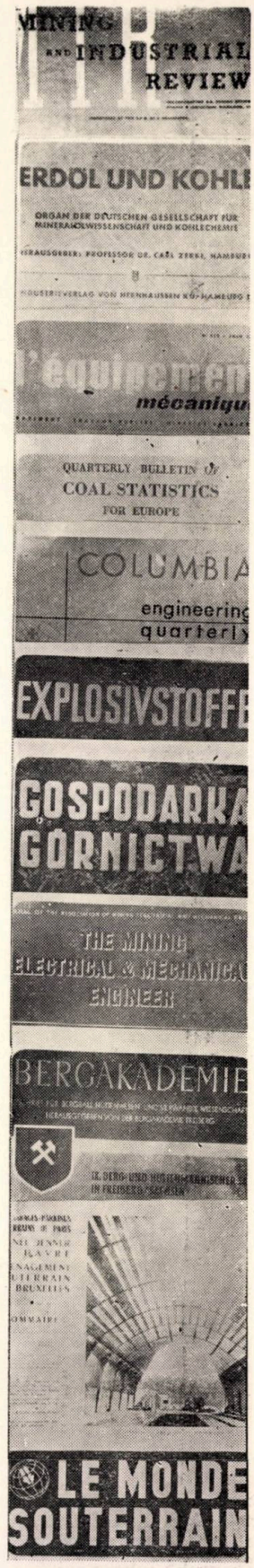
Pelnar A.: **Loviturile de coperiş (I).** (Otresy v rudnych dolech). Rudy, vol. 5, 1957, nr. 1, pag. 7—13, 32 fig.

In articol sînt analizate metodele de cercetare a loviturilor de coperiş şi în primul rînd metoda analizei statistice. Drept exemple sînt prezentate cercetările asupra loviturilor de coperiş din minele bazinului Ostrava, o serie de mine din Canada şi India. In continuare este făcută o prezentare a bazinului Wittwatersrand din Africa de Sud, în exploatările căruia s-au făcut cercetări asupra loviturilor de coperiş, atît prin metoda statistică cît şi prin determinarea în laborator a caracteristicilor rocilor.

Boyle R. W.: **Analiza solului ca o metodă de prospecţiuni geochimice pentru zăcămintele de plumb şi argint.** (Soil analysis as a method of geochemical prospecting for lead-silver deposits). Canadien Mining Journal, vol. 78, 1957, nr. 1, ianuarie pag. 49—55, 5 fig., 2 tabl., 5 ref. bibl.

In cursul anului 1955 Serviciul de prospecţiuni al Canadei a efectuat cercetări geochimice în regiunea Keno Hill, în vederea determinării aplicabilităţii analizei solului ca metodă de prospectare a zăcămintelor de plumb şi argint. Metoda folosită este cea cu difeniltiocarbozon pentru estimarea conţinutului în metale grele. Rezultatele analizelor dovedesc creşterea simţitoare a conţinutului în plumb în solul din imediata vecinătate a filoanelor. Această analiză permite detectarea zăcămintelor şi în cazul în care filoanele nu prezintă anomalii de conţinut de plumb. Aceleaşi anomalii le prezintă şi analiza cenuşilor vegetaţiei din zona zăcămîntului.

DOCUMENTARE



„Diagrama Ritmurilor"

O nouă metodă de determinare a nivelului ritmic al producției pe cale grafică

Ing. I. Teich

„Diagrama ritmurilor" (coperta IV) a fost întocmită pentru a oferi inginerilor economiști și statisticienilor posibilitatea determinării nivelului ritmic al producției fără relații matematice.

Operativitatea determinării procentuale a nivelului ritmic al producției constă în faptul că volumul laborios de calculație aritmetică necesar unor coeficienți de ritmicitate este înlocuit cu o diagramă tip și o tabelă cifrică antecalculată.

Economistul sau statisticianul din întreprinderile miniere va înregistra pe o foaie milimetrică pergamentată oscilațiile zilnice ale producției efective, însemnînd producția primei zile și cel mai înalt punct al producției atins în perioada cercetată. Foaia milimetrică astfel întocmită urmează a fi suprapusă pe diagramă, în dreptul valorii inițiale corespunzătoare. O dată efectuată această operație, statisticianul va urmări între ce limite se încadrează oscilațiile producției efective și în funcție de acestea va putea citi valoarea procentuală a nivelului ritmic în tabela 1, coloana a 4-a.

De exemplu, dacă producția realizată înregistrează în prima zi 11 unități, iar punctul maxim al producției în decursul perioadei cercetate este 11,8 unități, în acest caz curba se încadrează între limitele 11,0—12,0 (col. 2), ritmul mediu realizat fiind 11,5, iar nivelul ritmic sau gradul de uniformitate 95,6%.

★

„Diagrama ritmurilor" este construită în baza unei scări logaritmice. Scara logaritmică reprezintă producția și ea este înregistrată pe ordonată. Pe abscisă sînt trecute zilele lunii. Pentru că în majoritatea sectoarelor productive procesul de producție este continuu, s-au luat în mod convențional 30 zile lucrătoare. Diagrama este întocmită, însă, astfel încît atît ea cît și tabela cifrică sînt perfect valabile și pentru cicluri de producție cu 15, 21 sau 26 zile lucrătoare. Introducerea scării logaritmice pe ordonată permite analiza unor cantități de producție diferite, pe aceeași gradație: 1,5; 15; 0,15; 1 500; 0,0015 unități etc.

Interesează cum a fost calculat nivelul ritmic al producției din coloana a 4-a, tabela 1, în funcție de „Diagrama ritmurilor". In diagramă sînt înregistrate linii subțiri continue, paralele la abscisă (ritmul mediu de producție, planificat), care s-au obținut prin raportarea sarcinilor globale de plan la numărul zilelor lucrătoare. Acestea sînt trecute în coloana a 2-a (limite de desfășurare a producției). Liniile întrerupte reprezintă ritmul mediu realizat, coloana a 3-a, și au fost calculate pentru fiecare interval de desfășurare a producției înscrise în coloana 2-a. De exemplu, între 11,0 și 12,0 avem șirul crescător de valori:

11,0; 11,2; 11,4; 11,6; 11,8; 12,

media acestui șir este 11,5, pe care o considerăm ritm mediu realizat pentru întregul ciclu de producție dintre cele două limite. Deci, în fiecare zi, ar trebui în medie să se realizeze 11,5 unități. Se poate întîmpla însă ca producția între limitele 11,0 și 12 să oscileze neuniform deasupra sau dedesubtul mediei de 11,5. Acest lucru nu prezintă importanță, deoarece abaterile de deasupra mediei cu cele de dedesubtul ei se compensează și dau chiar linia medie de 11,5 unități zilnice, conform cu o cunoscută proprietate a mediei aritmetice care spune că „suma algebrică a diferențelor dintre termenii seriei și medie este egală cu 0".

Aceste elemente fiind stabilite (ritmul mediu planificat și ritmul mediu realizat) se calculează în coloana a 4-a nivelul ritmic în funcție de variația ritmului de timp, după următoarea formulă:

$$I_r = \frac{Q_{ef}}{Q_{pl}} \qquad (1)$$

unde:

Q_{ef} reprezintă producția totală efectiv realizată în ritmul efectiv de timp $R_{t\,ef}$ iar Q_{pl} producția totală planificată în ritmul $R_{t\,pl}$;

iar

$$I_{r_1} = \frac{R_{t\,ef}}{R_{t\,pl}} \qquad (2)$$

exprimă variația de timp efectiv întrebuințată pentru producerea unităților respective în raport cu ritmul planificat.

Prin raportarea lui

$$\frac{I_{r1}}{I_r} \qquad (3)$$

se obține coeficientul de uniformitate ritmică sau coeficientul nivelului ritmic pe care îl vom nota cu R_t.

De exemplu: $\bar{q}_{pl} = 11{,}0$; $R_{t\,pl} = 30$ zile

$$Q_{pl} = 30 \times 11{,}0 = 330$$

$$\bar{q}_{ef} = 11{,}5;\ R_{t\,ef} = 30 \text{ zile}$$

$$Q_{ef} = 30 \times 11{,}5 = 345$$

$$I_r = \frac{345}{335} = 1{,}04, \text{ iar } I_{r_1} = \frac{30}{30} = 1; \text{ timpul nu a variat,}$$

de unde, $R_t = \frac{1}{1{,}04} = 95{,}6\%$.

La o desfășurare a producției între limitele 11,0 și 12,0 există un grad de uniformitate de 95,6%. In felul acesta s-a calculat nivelul ritmic și pentru celelalte intervale de pe ordonată.

★

Descrierea de mai sus este redată cu titlu informativ, pentru a ilustra corelația dintre construcția diagramei și tabela cifrică. Specialiștii din întreprinderile miniere, interesați în determinarea nivelului ritmic al producției, se pot orienta în primă aproximație în vederea utilizării diagramei, citind partea întîia a acestei expuneri.

Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA

Durata procesului tehnologic, B_t $p_i = R_{t\,ef}$	Limite de desfăşurare a producţiei, (Scara logaritmică)	Producţia medie realizată (ritmul mediu), $\overline{q}_{ef}$	Nivel ritmic R_t %	Limitele de desfăşurare a producţiei, (Scara logaritmică)	Prod. medie realizată (ritmul mediu) $\overline{q}_{ef}$	Nivel r tmic. R_t %
1	2	3	4	2	3	4
	valori întregi					
1—30	1,01 —11,0	1,06	94,3	45,0— 50,0	47,5	94,7
1—30	11,0 —12,0	11,5	95,6	50,0— 55,0	52,5	95,2
1—30	12,0 —13,0	12,5	96,0	50,0— 60,0	55,0	90,9 *)
1—30	13,0 —14,0	13,5	96,2	55,0— 60,0	57,5	95,6
1—30	14,0 —15,0	14,5	96,4			
1—30	15,0 —16,0	15,5	96,8	60,0— 65,0	62,5	96,1
1—30	16,0 —17,0	16,5	97,0	60,0— 70,0	65,0	92,5 *)
1—30	17,0 —18,0	17,5	97,1	65,0— 70,0	67,5	96,3
1—30	18,0 —19,0	18,5	97,3	70,0— 75,0	72,5	97,5
1—30	19,0 —20,0	19,5	97,5	70,0— 80,0	75,0	94,3
1—30	20,0 —25,0	22,5	89,2	75,0— 80,0	77,5	97,0
1—30	20,0 —30,0	25,0	80,0 *)	80,0— 85,0	82,5	97,0
1—30	25,0 —30,0	27,5	90,9	80,0— 90,0	85,0	94,3 *)
1—30	30,0 —35,0	32,5	92,5	85,0— 90,0	87,5	97,3
1—30	30,0 —40,0	35,0	86,2 *)	90,0— 95,0	92,5	97,4
1—30	35,0 —40,0	37,5	93,4	90,0—100,0	95,0	95,0 *)
1—30	40,0 —45,0	42,5	94,3	95,0—100,0	97,5	97,5
1—30	40,0 —50,0	45,0	89,2 *)			
	valori fracţionare					
1—30	11,5 —12,5	12	96,0	25— 33	30	83,3 *)
1—30	12,5 —13,5	13	96,0	35— 45	40	87,7
1—30	13,5 —14,5	14	97,0	45— 55	50	90,0
1—30	14,5 —15,5	15	97,2	55— 65	60	91,7
1—30	15,5 —16,5	16	97,2	65— 75	70	93,4
1—30	16,5 —17,5	17	97,2	75— 85	80	94,3
1—30	17,5 —18,5	18	98,0	85— 95	90	95,2
1—30	18,5 —19,5	19	98,1			
1—30	19,5 —20,5	20	98,2			

Cifrele notate cu steluţe indică scăderea uniformităţii ritmice între limite de producţie cu valori distanţate.

„REVISTA MINELOR" organ al Asociaţiei Ştiinţifice a Inginerilor şi Tehnicienilor din R.P.R. al Ministerului Minelor şi al Ministerului Industriei Petrolului şi Chimiei (Direcţia Exploatărilor Miniere) Redacţia: Bucureşti, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon: 3.07.30 şi 3.57.28 — Administraţia şi Casieria: Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor şi subfilialelor A.S.I.T. din întreaga ţară precum şi prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinete tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071012 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin, Bucureşti. — Tarif pentru întreprinderi: lei 96 anual: — Tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri: lei 30 anual; — Preţul unui exemplar: lei 5.

I. P. 2 — c. 2523

Lei 5 exemplarul

DIAGRAMA RITMURILOR

LEGENDA:

Ritm mediu planificat

Ritm mediu realizat (mediane)

Ritm realizat între valori distante (mediane)

E 1455

KAT

Revista MINELOR

Institut. de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
ОБМЕН - CSERE
VYMENA - WYMIANA
TAUSCH - СМЕНА

10

1957

ASIT

Octombrie
1957
Anul VIII
Nr. 10

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R. P. R., AL MINISTERULUI MINELOR ȘI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI PETROLULUI ȘI CHIMIEI (DIRECȚIA EXPLOATĂRILOR MINIERE)

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 3.57.28 și 3.07.30

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA**, ing. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PACURARU**, prof. ing. **V. POBORAN**, prof. dr. ing. habil **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI**.

SUMAR

BĂDESCU R.: Contribuții la studiul instalațiilor de extracție a unei substanțe utile folosind aparate în serie (pag. 447—453).

COLEV E.: Contribuții la alegerea vitezei de transport pe puțuri de extracție în industria carboniferă (pag. 453—461).

BLUM I. și ROSENBERG M.: Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării și valorificării cărbunilor bruni lemnoși din R.P.R.—IV. Brichetarea fără liant a ligniților (pag. 462—466).

COCHET ROLAND: Contribuții geologice asupra zăcămintelor aurifere de la Baia de Arieș (pag. 467—475).

PAPUC C.: Încercări experimentale cu alice de oțel la forajul sondelor pentru exploatarea formațiunilor cu cărbuni (pag. 476—479).

TEICH I.: Scurtă privire statistică asupra învățământului profesional minier (pag. 479—480).

POPOVICI I.: Evacuarea apelor la săparea și adîncirea puțurilor cu aerliftul (pag. 481—484).

OPRIȘ V.: Încercări de susținere ancorate la unele mine din R.P.R. (pag. 485—488).

DOCUMENTARE

REVISTA MINELOR

ANUL VIII — NR. 10 — OCTOMBRIE 1957

СОДЕРЖАНИЕ

БАДЕСКУ Р.: **К вопросу изучения установок для разработок полезных ископаемых с применением серийных аппаратов.** Автор проводит аналитическое изучение обогатительных установок, оснащенных серийной аппаратурой, причем подробно рассматриваются установки для цианизирования. В заключение отмечается, что увеличение количества применяемых серийных аппаратов снижает потерю золота, даже при уменьшении пропускной способности каждого аппарата в отдельности. (стр. 447—453).

КОЛЕВ Е.: **К вопросу выбора транспортной скорости для шахтных стволов в угольной промышлениости.** После описания метода определения скорости подъема в шахтном стволе, на основании детального анализа автор приходит к заключению, что в подобных случаях в первую очередь необходимо определить ряд показателей, а именно: наибольшая скорость клети при выходе в верхний околоствольный двор, время торможения, значение замедления хода в случае действия предохранительного тормоза. (стр. 423—461).

БЛЮМ И. и РОЗЕНБЕРГ М.: **В связи с некоторыми технико-экономическими аспектами переработки и использования румынских лигнитов.** Делается обзор положения в области брикетирования без связующего и опытов проведенных авторами по данному вопросу. В заключение указывается, что брикетирование лигнита без связующего рекомендуется для применения в местных условиях. (стр. 462—466).

РОЛАНД КОШЕ: **К вопросу геологии золотых рудников в Бая Ариеш.** Автор вносит личный вклад в дело изучения геологии залежи в Бая де Ариеш, уделяя особое внимание золотоносным отложениям (единственным в этом роде в Румынии), а также зональному распределению золотоносной минерализации в их массе. Далее рассматривается вопрос жил с золотоносными теллуридами, причем отмечается их наличие в нижних горизонтах, а также возможности и исследовательские методы, применение которых является необходимым в западной части андезитового кратера, в котором локализованы золотоносные месторождения из Бая де Ариеш. (стр. 467—475).

ПАПУК К.: **Экспериментальные опыты применения стальной дроби в бурении скважин для разведки угленосных образований.** Автор излагает опыт бурения скважин в формациях лиассового и каменоугольного возраста, в Банате. Очевидно, что дробовое бурение является наиболее экономичным и производительным способом в данных условиях. (стр. 476—479).

ТЕЙХ И.: **К аткий статисрический обзор профессионального образования шахтеров.** В течение последних лет в профессионалньо образовании шахтеровм отмечается значительный сдвиг. Автор делает статистический обзор пройденного этапа развития данного вида образования шахтеров. (стр. 479—480).

ПОПОВИЧ М.: **Отвод вод при проходке и углублении шахтных стволов посредством эрлифта.** Указываются затруднения встреченные при проходке вертикальных стволов, пересекающих пласты водоносных горизонтов, в связи с применением центробежных насосов для откачки вод. Далее дается описание установок для откачки воды эрлифтом и метод определения их основных параметров. (стр 481—484).

ОПРИШ В.: **Опыты анкерованной крепи в некоторых румынских шахтах.** Автор рассматривает результаты испытания анкерованной крепи в двух рудных и одной угольной шахте, в которых данный метод был применен год тому назад. Дается краткое описан е условий соответствующих азлежей и способ расположения анкеровок. (стр. 485—488).

SUMMARY

BADESCU R.: **The industrialization of the operations of gold extractions by using installations in series.** The author accomplishes a very detailed study of gold recovery by cyanidation using installations in series. The more installations in series are, the more recovered gold will be **(p. 447—453).**

COLEV E.: **Concerning the choice of speed of carrying in shafts.** Apart from the way speed is stated, the author shows that speed can depend upon other agents such as: high speed. The drawing frame reaches the superior ramp, brake engaging time, the importance of low speed in running the softy brake. The author goes on in showing the relations of calculus between all these, especially of high speed for efficient work **(p. 453—461).**

BLUM I. and Rosenberg M.: **Concerning some technical-economical aspects of treatment and beneficiation of lignite from R.P.R.** It deals with the briquetting of lignite and experiments accomplished in this respect. It reaches the conclusion that the briquetting of lignite without binding matter is indicated in our to day conditions **(p. 462—466).**

ROLAND COCHET: **Geologic contributions to the native gold at Baia Sprie.** In this article the author insists especially upon the native gold stocks from Baia Sprie (which are single ones in R.P.R.) as well as upon its mineralisation, showing the geologic phenomena in connection with its economical importance. It deals also with the problem of gold tellurium veins showing that ore mineral found is near the surface. It contains the prospecting methods which are to be used in the west zone of the andezite crater where the gold ores from Baia Sprie prevail **(p. 467—475).**

PAPUC C.: **Experimental tests of drilling operations by shooting.** It shows the experience got by probing drill holes in formations from lias period and carboniferous formations in Banat. Drilling by shooting is cheaper and more efficient than the drilling with roller bit or with Widia armed milling cutter. **(p. 476—479).**

TEICH I.: **Brief statistical report on professional mining education system.** The author gives a brief report on the mining education system from a statistical view point, which developed quickly in the last years in our country **(p. 479—480).**

POPOVICI M: **Removal of mine water by use of air-lift for shaft shrinking and breaekage.** It deals with th difficulties that have arisen in drilling the vertical shafts, which cross the sand strata, by using centrifugal pumps for removal of water. It contains a description of these installations and the determination of main parameters as well as the advantages of using them especially when water contains impurities in suspension. It gives the way of how the experiments were accomplished and the results got as well **(p. 481—484).**

OPRIS V.: **Some tests of supporting walls by anchors at some mines from R.P.R.** It gives the results of the experiments accomplished in supporting walls by anchors at ores pits and mines, where this system was applied for a year. It shows the supporting depends on the nature of ores and the way of how the anchors were put **(p. 485—488).**

SOMMAIRE

BADESCU R.: **Contribution à l'étude des installations pour l'extraction des substances utiles avec des appareils montés en série.** L'auteur présente une étude analytique des installations de concentration à l'aide des appareils montés en série, avec référence particulière aux installations de cyanuration. On arrive à la conclusion que le pourcentage d'or perdu diminue avec l'accroissement du membre des appareils montés en série, même si on réduit la capacité de chacun de ces appareils. **(p. 477—453).**

COLEV E.: **Contribution au choix de la vitesse de transport dans les puits d'extraction de l'industrie charbonnière.** Après avoir montré la modalité à employer pour l'établissement de la vitesse d'extraction dans un puits, l'auteur, par une analyse detaillée du problème, arrive à la conclusion que dans ce cas on doit connaître d'avance encore une série de données comme: la vitesse maximum de la cage à la recette supérieure, le temps de freinage, la valeur du ralentissement au cas du fonctionnement du frein de sûreté. À la fin l'auteur expose les relations mathématiques de ces valeurs **(p. 453—461).**

BLUM I. et ROSENBERG M.: **Sur quelques aspects techniques et économiques de la préparation et de la valorisation du lignite de la R.P.R.** Les auteurs présentent l'état actuel du briquettage du lignite sans liant ainsi que les expériences effectuées en ce domaine par eux-mêmes. On conclut que le briquettage du lignite sans liant est la méthode la plus indiquée pour cette sorte de charbon. **(p. 462—466).**

ROLAND COCHET: **Contibution à la géologie des gisements aurifères de Baia de Arieș.** L'auteur fait des considérations sur la formation des stocks aurifères proprement dits (qui sont uniques en Roumanie), ainsi que sur la réparation zonale de la minéralisation dans leur masse, en tirant la conclusion que l'importance économique des stocks aurifères dépend en large mesure de ces facteurs géologiques. On fait aussi des considérations sur le problème des filons telluriques aurifères situés aux niveaux inférieurs des stocks et sur les possibilités et les méthodes de recherches qui doivent être effectuées. **(p. 467—475).**

PAPUC C.: **Essais de forage à billes d'acier pour l'exploration des couches de charbons.** D'après les expériences faites avec le forage des sondes dans les formations d'âge liasique et carbonifère du Banate, il a été démontré que le forage à billes d'acier est la méthode la plus économique et la plus productive pour ces conditions, même en comparaison au forage habituel avec des trépans à rouleaux ou avec des fraises à plaquettes Widia. **(p. 476—479).**

TEICH I.: **Exposé statistique sur l'enseignement professionnel minier.** L'enseignement professionnel minier qui s'est développé rapidement dans ces dernières années, fait l'objet d'un court exposé statistique dans cet article. **(p. 479—480).**

POPOVICI M.: **L'épuisement des eaux à l'aide des pompes à jet d'air au fonçage des puits.** On fait d'abord une présentation des difficultés rencontrées au fonçage des puits à travers les sables boulants en utilisant les pompes centrifuges pour l'épuisement des eaux. Les pompes à jet d'air sont plus avantageuses quand les eaux à refouler contiennent des impuretés en suspension. L'auteur fait une description des pompes à jet d'air en déterminant aussi leurs paramètres principaux. A la fin de l'article on fait un exposé des expériences effectuées ainsi que des résultats obtenus. **(p. 481—484).**

OPRIȘ V.: **Essais de boulonnage dans quelques mines de la R.P.R.** L'auteur passe en revue les résultats du boulonnage du toit qui a été expérimenté depuis un an dans deux mines de minerais et une mine de charbon. **(p. 485—488).**

INHALT

BADESCU R.: **Beitrag zu dem Studium der Austragung von nützlichen Stoffen mit Anwendung hintereinandergeschalteter Geräte.** Es wird ein analytisches besonders auf das Cyanidverfahren beziehendes Studium über die mit hintereinandergeschalteten Geräten ausgerüsteten Konzentrazionsanlagen dargestellt. Man stellt heraus, dass mit der Zunahme der Anzahl der hintereinander geschalteter Apparate, auch im Falle ihrer Leistungsverringerung, der Betrag an verlorenes Gold kleiner wird. **(S. 447—453).**

COLEV E.: **Beitrag zu der Wahl der Fördergeschwindigkeit in den Förderschächten der Kohlenindustrie.** Nach einigen analytischen Betrachtungen über die Festlegung der Fördergeschwindigkeiten in den Förderschächten, kommt der Verfasser zu dem Schluss, dass für die Berechnung der günstigsten Fördergeschwindigkeit die Festlegung noch einer Reihe von Angaben wie: din Höchstgeschwindigkeit der Förderkörbe an der Hängebank, die Bremszeit und der Verzögerungswert bei dem Einsatz der Sicherheitsrechnung dieser Werte. **(S. 453—461).**

BLUM I. und ROSENBERG M.: **Ueber einige technischen und wirtschaftlichen Fragen der Aufbereitung und der Verwertung der rumänischen lignitischen Braunkohle.** Nach einenm Ueberblick auf die heutige Entwicklung der Brikettierung der lignitischen Braunkohle ohne Zusatz an Bindemittel und auf die von den Verfassern in dieser Richtung durchgeführten Versuche, kommt man zu dem Schluss, dass die Brikettierung der lignitischen Braunkohle ohne Zusatz an Bindemittel die zugehörige Methode für diese Kohle ist. **(S. 462—466).**

ROLAND COCHET: **Beitrag zu der Geologie der Golderzlagerstätten von Baia Arieș:** Der Verfasser betrachtet die Entstehung der eigentlichen in Rumänien einzig in ihrer Art auftretenden Golderzstöcken sowie die in ihrer Masse vorhandene zonale Mineralisationsverteilung und kommt zu dem Schluss, dass din wirtschaftliche Bedeutung der Golderzstöcken von diesen geologischen Faktoren abhängt. Man betrachtet ebenfalls das Problem der Goldtelluridgänge. **(S. 467—475).**

PAPUC C.: **Bohrversuche mit Eisenschrottzusatz bei Kohlenaufsuchsarbeiten.** Aus den bei der Herstellung von Bohrlöchern in den Li Las- und Karbonformationen gemachten Erfahrungen hat sich herausgestellt dass bei diesen Verhäutnissen das Bechen mit Eisenschrottzusatz das wirtschaftlichste Verfahren bleibt, auch wenn man diese Methode zu dem üblichen Bohrverfahren mittels Rollenmeissel oder mit Widiaschneiden versehenen Fräser vergleicht. **(S. 476—479).**

TEICH I.: **Kurzer statistischer Ueberblick auf die bergmännische Berufsschulunterricht.** Die bergmännische Berufsschulung die sich in den letzten Jahren schnell entwickelt hat, wird in diesem Aufsatz aus statistischen Gesichtspunkten zurückblickend betrachtet. **(S. 479—480).**

POPOVICI M.: **Die Wasserhaltung mittels Druckluft-Wasserheber bein Schachtabteufen.** Die mit Einsetzung von Zentrifugalpumpen in Schwimmsand durchgeführten Schachtabteufarbeiten sind an grossen Schwierigkeiten gebunden. Bei der Hebung der Wässer die fremde Körper in schwebendem Zustand enthalten, sind die Druckluft-Wasserheber zu bevorzugen. **(S. 481—484).**

OPRIȘ V.: **Ankerausbauversuche in einigen Gruben der R.V.R.** Nach einem Ueberblick über die Ergebnisse der seit einem Jahr in zwei Erzgruben und einem Kohlenbergwerk durchgeführten Ankerausbauversuche, werden die bei der Anwendung dieser Ausbauart vorhandenen Gebirgsdrucksverhältnisse sowie die Ankeranordnung in Kürze beschrieben. **(S. 485—488).**

Contribuții la studiul instalațiilor de extracție a unei substanțe utile folosind aparate în serie

Prof. Radu Bădescu

Instalațiile ce utilizează pentru extracția unei anumite substanțe utile un număr p de aparate puse în serie sînt des întîlnite în industria extractivă, mai ales cînd scopul întrebuințării lor este în primul rînd procesul continuu de extracție. Studiile pe care le-am făcut singur sau în colaborare cu prof. ing. Gh. Vanci [1] asupra cianurării minereurilor de aur ori asupra altor instalații din industria extractivă [2] *) au ridicat o serie de probleme teoretice și practice asupra cărora vom căuta să dăm în această lucrare un rezumat cît mai detaliat posibil.

O analiză aprofundată a repartiției particulelor fluidului ce traversează întreaga instalație, după timpul mai mult sau mai puțin lung pe care acestea îl petrec în interiorul instalației, ne-a condus la o ecuație integrală ce dă la fiecare moment t cantitatea de fluid care a rămas în instalație un anumit timp T_0 fixat dinainte**). Această ecuație poate fi utilizată pentru a se rezolva un mare număr de probleme tehnice care apar cînd se alcătuiește un proiect de instalație, mai ales cînd în astfel de probleme studiul este complicat prin diversii parametri caracteristici instalației considerate. La fel, ecuația permite și tratarea problemelor referitoare la controlul funcționării instalațiilor existente.

Marele număr de parametri ce intervin în studiul instalațiilor de cianurare ne-a oprit pînă acum să dăm o metodă simplă care să permită determinarea cantităților teoretice de substanță extrasă. In ultimul timp însă, o examinare atentă a metodelor utilizate în practica curentă și un studiu detaliat al diagramelor trasate în laborator ne-a permis să găsim un procedeu simplu care să conducă și la rezolvarea unui astfel de tip de probleme.

Vom face întîi o sumară expunere a metodei utilizate pentru stabilirea ecuației integrale menționate și apoi vom semnala o serie de probleme care sînt în strînsă legătură cu cantitățile de substanță extrasă printr-un anumit procedeu asupra căruia vom face preciziuni la momentul oportun.

1) Să considerăm deci o instalație cu p aparate puse în serie, de volume egale V, și să presupunem că un fluid A se introduce cu un debit constant q în primul aparat, aparatele fiind numerotate de la 1 la p în ordinea parcurgerii lor. Pentru a menține o terminologie curent utilizată în tehnica minieră, vom desemna prin termenul de „tancuri" aparatele considerate și vom indica cu V_i $(i = 1,2,...,p)$, fie tancul numerotat cu i, fie volumul corespunzător, iar cu V fluidul ce umplea la începutul operației de extracție cele p tancuri, sau volumul comun celor p tancuri. Nu poate exista nici o ambiguitate în această convenție, după cum se va vedea de altfel în cursul expunerii lucrării.

Să presupunem apoi că durata totală T_1 a operației de extracție depășește timpul T_0 în care se poate obține în laborator un anumit procent de substanță extrasă și că în acest timp T_1 s-a tratat în întreaga instalație cantitatea q. T_1 de fluide $A + V$, adică debitul q a fost teoretic constant în tot cursul operației.

Prima problemă care se pune este să stabilim o relație din care să putem determina cantitățile de fluide A sau V care au petrecut în instalație un anumit timp t_1, inferior bineînțeles lui T_1, și care se găsesc printre cele ieșite din tancul V_p în tot cursul operației. Pentru a rezolva această problemă, să observăm întîi că V poate fi luat ca unitate de volum iar q ca unitate de debit, modificări care atrag după sine înlocuirea lui T_1 prin expresia $T = \frac{qT_1}{V}$ căci toate ecuațiile pe care le vom introduce nu depind decît de acest raport. Vom denumi expresia T „timpul normalizat" corespunzător timpului T_1. După cum se vede imediat, $\frac{qT}{V_1}$ este o expresie fără dimensiuni mecanice. In cele ce urmează, vom păstra totuși cantitățile q și V, deși ele au fost presupuse egale unității,

*) In lucrarea [2] am făcut o aplicare a acestei teorii și la alte instalații.

**) A se vedea lucrarea [1], pag. 550.

pentru a putea justifica dependența ecuației de repartiție numai de expresia T.

Să dividem deci pe T în m intervale elementare egale, $dt_i = \frac{T}{m}$, și volumul $V = 1$ în n volume elementare egale cu ajutorul cantităților $q \cdot dt_i = dt_i$ introduse în intervalul de timp dt_i

$$dt_i = \frac{T}{m}, \quad \frac{V}{q \cdot dt} = n. \tag{1}$$

Să desemnăm apoi prin $a_i \cdot dt_i$ $(i = 1, 2, \ldots, m)$ cantitățile de fluid A care au stat în instalație timpurile

$$dt_1 + dt_2 + \cdots + dt_i = i \cdot \frac{T}{m} \quad (i = 1, 2, \ldots, m)$$

și care se găsesc printre particulele ce ies din ultimul tanc la momente diferite. Analiza amănunțită a acestor particule în ipoteza unei *omogenizări instantanee a amestecului* $A + V$ de îndată ce fluidul A a început a fi introdus în primul tanc ne-a condus la sistemul

$$\begin{array}{ll|l}
\text{după timpul } dt_1 & & a_1 dt_1 + A_1 dt_1 = q \cdot dt_1 \\
\text{,, ,, } dt_2 & & a_1 dt_2 + a_2 dt_2 + A_2 dt_2 = q \cdot dt_2 \\
\text{,, ,, } dt_3 & & a_1 dt_3 + a_2 dt_3 + a_3 dt_3 + A_3 dt_3 = \\
 & & \qquad = q \cdot dt_3 \\
\cdots\cdots & & \cdots\cdots\cdots\cdots\cdots \\
\text{,, ,, } dt_m & & a_1 dt_m + a_2 dt_m + \cdots + a_m dt_m + \\
 & & \qquad + A_m dt_m = q \cdot dt_m
\end{array} \tag{S}$$

în care am desemnat prin $A_i dt_i$ cantitățile de fluid V care părăsesc ultimul tanc după i momente dt, cantități ale căror expresii se pot găsi în lucrarea [1] și pe care este inutil să le mai reproducem aici.

Prin adunarea acestor cantități

$$\sum_{i=0}^{m-1} (i-m)\, a_{i+1}\, dt_{i+1} + \sum_{i=1}^{n} A_i dt_i = q \cdot T$$

se obține în membrul al doilea cantitatea totală de fluide $A + V$, ieșită din ultimul tanc în tot timpul T, iar în primul membru separat, cantitățile respective de fluide A și V.

Introducerea unei funcții de repartiție $a(t)$ care dă la fiecare moment t_i cantitățile $a_{i+1} = a(t_i).dt_i$, ne-a permis să trecem la limită, făcînd pe m să tindă către infinit, și deci și pe n. Ecuația integrală care dă pe $a(t)$ s-a putut scrie sub forma

$$\int_0^T (T-t) \cdot a(t) \cdot dt + \sum_{i=1}^{p} \frac{V_i}{(p-i)!} \int_0^T e^{-t} t^{p-i}\, d = q.T \tag{2}$$

după o analiză aprofundată a cantităților A_i. Numeric, q și V_i sînt egale unității, însă noi le-am transcris aici pe de o parte pentru a indica prin qT cantitatea totală prelucrată în timpul T, și pe pe altă parte pentru a specifica în a doua sumă că termenul ce conține pe $V_i = 1$ dă cantitatea totală de fluid V_i ce aparține acestui tanc și care iese din instalație în tot timpul operației.

Relația (2) este o ecuație integrală de tipul Volterra și de prima specie, a cărei soluție

$$a(t) = \frac{t^{p-1}}{(p-1)!} e^{-t} \tag{3}$$

conduce la legea de repartiție

$$\frac{1}{(p-1)!} \int_0^T (T-t)\, e^{-t} t^{p-1}\, dt + \sum_{i=1}^{p} \frac{V_i}{(p-i)!} \int_0^T e^{-t} t^{p-i}\, dt = T \tag{4}$$

a tuturor cantităților A sau V_i care ies din ultimul tanc în tot timpul operației. Sistemul (S) și ecuația de repartiție (4) sînt la baza tuturor problemelor teoretice pe care le ridică orice instalație de acest fel și permit rezolvarea lor.

2. Dacă se suprimă în sistemul (S) toate cantitățile care au stat în instalație un timp ce depășeste pe $T_o = dt_1 + dt_2 + \ldots + dt_j$, printr-o trecere la limită analogă, se obține integrala

$$\int_0^{T_0} (T-t) \cdot a(t) \cdot dt$$

ce dă cantitatea de fluid A care n-a stat în instalație decît cel mult timpul T_0. La fel se găsesc cantitățile respective de fluide V_i pentru fiecare tanc separat

$$\sum_{i=1}^{p} \frac{V_i}{(p-i)!} \int_0^{T_0} e^{-t} t^{p-i}\, dt$$

Suma acestor două expresii, raportată la cantitatea totală qT prelucrată în timpul T, ne conduce la procentul P_o al cantităților totale de fluide $A + V_i$ care au stat cel mult timpul T_o în instalație

$$\frac{P_o}{100} = \frac{1}{T} \left\{ \int_0^{T_0} (T-t)\, a(t)\, dt + \sum_{i=1}^{p} \int_0^{T_0} \frac{e^{-t} t^{p-i}}{(p-i)!}\, dt \right\}, (T_0 < T) \tag{5}$$

Un raționament analog ne conduce la procentul P_1 al cantităților totale $A + V_i$ care au stat cel puțin timpul T_1 în instalație

$$\frac{P_1}{100} = \frac{1}{T} \left\{ \int_{T_1}^{T} (T-t)\, a(t)\, dt + \sum_{i=1}^{p} \int_{T_1}^{T} \frac{e^{-t} t^{p-i}}{(p-i)!}\, dt \right\}, (T_1 < T). \tag{6}$$

Orice problemă cantitativă va putea fi rezolvată cu ajutorul acestor două relații și noi vom da în paragrafele următoare un exemplu care are o mare importanță în toate industriile pentru care extracția este bazată pe dizolvarea simplă, pe reacțiile chimice monomoleculare etc.

4. Problema de bază a acestui studiu este constituită din determinarea cantităților de fluide $A+V$ obținute printr-un proces continuu oarecare. De exemplu, la cianurarea minereurilor de aur, determinarea teoretică a cantităților de aur extrase cu ajutorul unei instalații de tipul studiat se va putea face utilizînd diagramele stabilite în laborator precum și relațiile (S). În adevăr, să presupunem că, prin analiza statistică a unui șir de probe de minereu, se poate trasa un anumit număr de diagrame ce pun în evidență caracteristicile minereului ce trebuie tratat în mare, și în special acelea care dau procentele de aur recuperat cu ajutorul unui singur tanc în funcție de timp. Vom lua atunci caracteristicile cele mai apropiate de medie pentru gradul de mărunțire a minereului, cantitatea de aur pe tona de minereu, raportul soluție de cianură/minereu etc., și le vom presupune constante în tot timpul perioadei de lucru T. Astfel, dăm aici alăturat diagramele (fig. 1), ce caracterizează un anumit minereu, diagrame din care se vede că procesul de dizolvare este analog cu acela al reacțiilor monomoleculare din chimie sau cu acela al dizolvării simple.

Dacă facem atunci o ipoteză analogă cu aceea corespunzătoare acestor cazuri, găsim ecuația diferențială

$$\frac{dy}{dt} = k\,(1-y) \qquad (7)$$

care exprimă că viteza de dizolvare este proporțională la momentul t cu cantitatea ce mai rămîne de extras. În această relație, $y(t)$ este o funcție de t care dă la fiecare moment t procentul P de aur obținut căci $y = \frac{P}{100}$, în ipoteza că proba de minereu analizată are o cantitate totală de aur egală cu unitatea.

Integrarea acestei ecuații este imediată și conduce la soluția ce se anulează pentru $t = 0$.

$$y = 1 - e^{-kt} \qquad (8)$$

curba corespunzătoare avînd aceeași formă ca și curbele din fig. 1. Trebuie observat că toate caracteristicile minereului considerat sînt reunite în expresia parametrului k ce definește alura curbei în vecinătatea originei (deoarece $y'(0) = k$), adică la începutul operației. Valoarea acestui parametru, pentru o serie de probe de minereu, va putea fi determinată prin metoda celor mai mici pătrate.

4. Odată parametrul k determinat cu ajutorul diagramelor trasate în laborator, vom încerca să expunem metoda ce permite calculul cantităților teoretice de aur extrase în timpul T prin instalația considerată. Pentru aceasta, să desemnăm cu $y_i\,(i=1,2,\ldots,m)$ valorile funcției (8) ce corespund timpurilor $t_i = \frac{iT}{m}$ și să

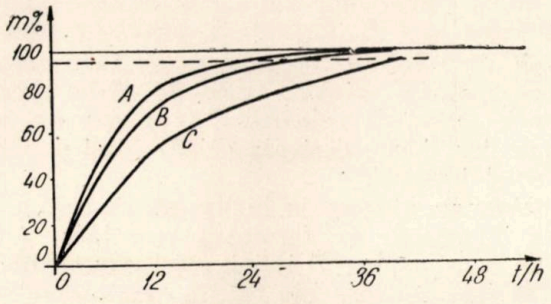


Fig. 1. Curbele de dizolvare a aurului.
A — minereu cu 9 g Au/t; B — minereu cu 13 g Au/t; C — minereu cu 34 gAu/t.

reluăm sistemul (S) care permite repartiția în termeni finiți ai particulelor $A+V$. Pentru un timp de exploatare T fix, vom presupune că raportul r dintre soluția de cianură și minereu este menținut constant în tot timpul T, și la fel pentru toate celelalte caracteristici ale minereului. În aceste condiții, se trece de la sistemul (S) la sistemul ce dă cantitățile de aur extrase în timpul T înmulțindu-se cantitățile $a_i dt_i$ cu y_i, cu inversul raportului r și cu cantitatea medie ipotetică P_0 de aur conținută în 100 tone de minereu, căci indicele i arată că toate cantitățile a_i au stat în instalație exact timpul $dt_1 + dt_2 + \ldots = dt_i$. Cum raportul P_0/r este constant în tot timpul operației, vom studia numai cantitățile de aur deduse prin acest procedeu și împărțite cu acest raport, desemnînd toate aceste cantități prin expresia „cantități de aur normalizate".

Adunînd atunci toate relațiile obținute astfel din sistemul (S), găsim suma

$$\sum_{i=1}^{m} [(m-i+1)\,a_i\,y_i\,dt_i + A_i\,y_i\,dt_i] \qquad (8)$$

iar printr-o trecere la limită, pentru m tinzînd către infinit, vom obține expresia

$$E(T) = \frac{1}{T}\left\{\int_0^T (T-t)\,a(t)\,y(t)dt + \int_0^T \sum_{i=1}^{p} \frac{V_i}{(p-i)!}\,e^{-t}y(t)t^{p-i}dt\right\} \qquad (10)$$

care dă procentele de cantități de aur normalizate, căci am raportat totul la qT. In această formulă nu am ținut seamă de timpul t_0 în care s-au umplut cele p tancuri înaintea începerii operației, acest timp fiind prea mic în comparație cu durata T dacă aceasta depășește 4—6 luni. Vom da într-o altă lucrare metoda de corecție a rezultatelor dacă trebuie să ținem seamă și de timpul t_0.

5. Pentru instalațiile care lucrează fără întrerupere un timp T ce depășește 5—6 luni se poate da o expresie pentru $E(T)$ mai simplă decît (10), căci o trecere la limită pentru T infinit conduce la valoarea $E(\infty)$ care este un maxim al acestei funcții pentru T pozitiv. De altfel, timpul T fiind foarte mare în comparație cu t_0 și T_0, el poate fi considerat practic ca un timp infinit, operație ce se face curent în exploatările miniere. Este de altfel foarte ușor de arătat că valoarea $E(\infty)$ este un maxim pentru $T \geqslant 0$, derivata $E'(T)$ fiind pozitivă în acest interval.

Înainte de a trece la limită, să observăm că toate integralele ce figurează în relația (10) au un sens pentru T infinit, căci exponențiala e^{-t} asigură convergența lor. În aceste condiții, avem

$$E(\infty)=\lim_{T\to\infty} E(T)=\int_0^{\infty} e^{-t(1-e^{-kt})}\,\frac{t^{p-1}}{(p-1)!}\,dt$$

sau încă

$$E(\infty)=1-\frac{1}{(1+k)^p} \qquad (11)$$

Este deci imposibil să se extragă tot aurul conținut în minereul tratat chiar dacă se prelungește indefinit operația sau dacă se mărește numărul de tancuri, pierderea de aur corespunzătoare P, în procente, fiind dată de relația

$$P=\frac{100}{(1+k)^p} \qquad (12)$$

După raționamentele făcute, aceasta este o *pierdere minimă* și, cum expresia ei este foarte simplă, se poate utiliza în diferite probleme, cînd trebuie găsit de pildă numărul tancurilor p necesare pentru a se realiza un anumit procent din aurul conținut de minereul tratat sau în alte probleme tehnice.

6. Vom da aici cîteva exemple ce au o anumită legătură cu cele trei curbe diagrame din fig. 1. După aceste curbe, se va putea realiza un procent de 95% dacă se depășesc timpurile respective

$T_0(A)=25$ ore, $T_0(B)=36$ ore, $T_0(C)=50$ ore

literele A, B, C, indicînd aici minereurile respective ce au în medie 9 g aur/t, 13 g aur/t și 34 g aur/t.

Vom trata acum două cazuri mai interesante cînd se iau pentru rapoartele $\frac{q}{V}$ valorile 0,04 și 0,05, valori ce corespund de pildă unei instalații ale cărei tancuri au o capacitate de 100 m³ cu un debit de 4 m³/oră, respectiv de 5 m³/oră, sau unei instalații cu tancuri de 200 m³ capacitate, debitele fiind de două ori mai mari. Legile (8) corespunzătoare se vor scrie, știind că $T=\frac{qT_0}{V}$

$$y_0=1-e^{-0{,}04\,k\,T_0} \text{ și } y_0=1-e^{-0{,}05\,k\,T_0} \qquad (13)$$

și atunci, înlocuind pe T_0 respectiv prin 25, 36, 50, iar pe y_0 prin 0,95, procentul pe care vrem să-l realizăm (împărțit cu 100), obținem pentru prima lege

$$k_A=3\ ,\ k_B=2{,}1\ ,\ k_C=1{,}5$$

și pentru a doua lege $k_A=2{,}4$, $k_B=1{,}67$, $k_C=1{,}2$

Tabela următoare dă procentele de aur pierdut — calculate cu formula (12) și cu rigla de calcul — care corespund celor trei probe de minereu A, B, C, considerate

Procente m pentru	Cazul $\frac{q}{V}=0{,}04$			Cazul $\frac{q}{V}=0{,}05$		
	A	B	C	A	B	C
1 tanc	25	32	40	29,4	37,5	45,5
2 tancuri	6,3	10,4	16	8,6	14,1	20,7
3 tancuri	1,6	3,3	6,4	2,5	5,3	9,4
4 tancuri	0,04	1,04	2,6	0,7	2	4,3
5 tancuri	0,01	0,34	1,04	0,22	0,75	1,94

Pentru rapoarte $\frac{q}{V}$ cu valori de două ori mai mari avem tabela:

Procente m pentru	Cazul $\frac{q}{V}=0{,}08$			Cazul $\frac{q}{V}=0{,}1$		
	A	B	C	A	B	C
1 tanc	40	48,8	57,1	45,5	54,6	62,5
2 tancuri	16	23,8	32,6	20,7	29,8	39
3 tancuri	6,4	11,6	18,6	9,4	16,3	24,4
4 tancuri	2,6	5,7	10,6	4,3	8,9	15,2
5 tancuri	1,04	2,8	6,1	1,95	4,9	9,5
6 tancuri	0,41	1,3	3,5	0,89	2,6	5,9
7 tancuri	0,017	0,65	1,97	0,4	1,45	3,7

Din aceste tabele, precum și din formulele găsite, se pot ușor trage toate concluziile relative la una sau mai multe instalații cînd se suprimă din circuit un anumit număr de tancuri sau cînd se compară între ele mai multe instalații. Astfel, este vizibil că mărirea numărului p de tancuri conduce la o micșorare a pierderilor de aur și la fel în caz cînd se mărește capacitatea comună V a tancurilor. O mărire a debitului q mărește pierderea în aur și la fel în caz cînd se tratează minereuri mai bogate.

7. O altă problemă care interesează mult industria extractivă este compararea a două instalații care tratează în 24 ore aceeași cantitate de fluid, cu aceleași caracteristici, instalațiile avînd aceeași capacitate totală de fluid V, însă un număr diferit de tancuri de capacități diferite de la o instalație la alta [3]. Astfel, să considerăm o instalație ce posedă 2 tancuri de capacități egale, $V_2 = 120$ m³, (capacitate

totală 240 m³), şi care prelucrează cu debitul $q = 6$ m³/oră aproximativ 50 tone de minereu în 24 ore (greutatea specifică a fost luată de circa 2,7) şi să o comparăm altei instalaţii cu 4 tancuri de capacităţi egale $V_4 = 60$ m³ (capacitate totală 240 m³) care prelucrează acelaşi minereu cu acelaşi debit q. Aceste două instalaţii, avînd respectiv rapoartele $\frac{q}{V_2} = 0{,}05$ şi $\frac{q}{V_4} = 0{,}1$, deducem din tabelele precedente *) cifrele următoare pentru pierderile de aur în procente

Minereuri tratate	A	B	C
Instalaţia I	8,6	14,1	20,7
Instalaţia II	4,3	8,9	15,2

care arată avantajul categoric al celei de-a doua instalaţii.

Vom arăta că această proprietate este generală. În adevăr, să considerăm două instalaţii, una cu p tancuri de capacităţi egale V m³ şi alta cu $(p-s)$ tancuri, unde $0<s<p$, însă de capacităţi egale cu hV m³, pentru care $h>1$, amîndouă instalaţiile lucrînd cu acelaşi debit constant q m³/oră un acelaşi minereu ale cărui caracteristici sînt sintetizate de acelaşi parametru k. Legile corespunzătoare (8) se scriu pentru $T = \frac{qT_0}{V}$

$$y_0 = 1 - e^{-\frac{qkT_0}{V}} \qquad y_0 = 1 - e^{-\frac{qkT}{hV}0} \tag{14}$$

şi ele trebuie să conducă la acelaşi procent y_0' aşa că vom avea $K' = hk$, procentele de aur pierdut corespunzătoare sînt

$$\frac{P_p}{100} = \frac{1}{(1+k)^p} \qquad \frac{P_{p-s}}{100} = \frac{1}{(1+hk)^{p-s}}. \tag{15}$$

În ipotezele făcute, capacitatea totală fiind aceeaşi, vom scrie

$$pV = (p-s)V \quad \text{sau} \quad h = \frac{p}{p-s} \tag{16}$$

Acestea fiind precizate, să presupunem că P_p ar fi mai mic decît P_{p-s}

$$\frac{1}{(1+k)^p} < \frac{1}{(1+hk)^{p-s}}$$

aşa că, ţinînd seama de condiţia (16), găsim inegalitatea

$$1+hk < (1+k)^h \tag{17}$$

Vom considera atunci funcţia de $x = h$

$$Y = (1+k)^x - (1+kx)$$

pe care o vom studia în intervalul $[1, +\infty]$, deoarece capacitatea parţială a tancurilor celei de-a doua instalaţii trebuie să fie mai mare decît cea corespunzătoare primei, adică trebuie să avem $h = x > 1$. Avem

$$Y(1) = 0, \quad Y(+\infty) = +\infty \text{ şi}$$
$$Y' = (1+k)^x \cdot \ln(1+k) - k \quad Y'(+\infty) = +\infty$$
$$Y'' = (1+k)^x [\ln(1+k)]^2 > 0$$

cu

$$Y'(1) = (1+k)\left[\ln(1+k) - \frac{k}{1+k}\right];$$

acest din urmă număr va fi pozitiv dacă se consideră că o funcţie de k în intervalul $[0, +\infty]$ ce corespunde variaţiei acestui parametru. Numai pentru $k = 0$, $Y'(1)$ este nul.

Din toate aceste date şi din observarea că Y' este pozitiv în intervalul $[1, +\infty]$, rezultă că funcţia Y creşte de la zero la infinit cînd $x = h$ creşte de la 1 la infinit, de unde concluzia că *cea mai bună instalaţie este cea care are un număr mai mare de tancuri,* deşi capacităţile lor sînt mai mici decît cele corespunzătoare instalaţiei cu un mai mic număr de tancuri.

8. Am calculat toate cifrele din tabelele precedente cu ajutorul formulelor

$$h = -\frac{V}{qT_0}\ln(1-y_0) \qquad \frac{P}{100} = \frac{1}{(1+k)^p} \tag{18}$$

în care T_0 şi y_0 sînt coordonatele unui punct *oarecare* de pe curbele din fig. 1. Determinarea acestor ultime două valori T_0 şi y_0 poate fi făcută printr-o serie de experienţe în laborator, repetate la momente destul de apropiate pentru a se putea trasa curbele diagrame corespunzătoare. Apoi, valorile cele mai favorabile pentru k se vor determina prin metoda celor mai mici pătrate.

Toate consideraţiile precedente ne permit să deducem un anumit număr de concluzii valabile pentru instalaţiile ce lucrează în mod continuu, timpul T fiind destul de mare, adică depăşind 5—6 luni, pentru a se putea asigura valabilitatea formulelor (18).

a) Mărirea numărului p al tancurilor instalaţiei atrage după sine scăderea procentelor de aur pierdut P, chiar dacă se micşorează capacitatea parţială a tancurilor astfel încît capacitatea totală a instalaţiei să rămînă neschimbată. Se consideră aici numai instalaţii cu tancuri de capacităţi parţiale egale.

b) Vom avea tot o scădere a lui P dacă se măreşte capacitatea parţială a tancurilor, în ipoteza q, T_0 y_0 constanţi întrucît raportul $\frac{q}{V}$ scade.

c) Mărirea debitului q, pentru V, T_0, y_0 constanţi, măreşte pierderile P în aur.

d) Mărirea lui T_0, pentru q, V şi y_0 constanţi, măreşte de asemenea pierderile P în aur.

e) Mărirea lui y_0 sau creşterea cantităţii de aur pe tona de minereu, atrag după ele mărirea procentului P de aur pierdut. În fond, conexînd punctele d) şi e), se poate trage conclu-

*) Problemă pusă sub altă formă în *Studii şi cercetări metalurgice.* T. I. nr. 1. 1956, pag. 173—195. Academia R.P.R. In colaborare cu Gh. Vanci.

zia că la un minereu mai bogat în aur, procentul P al pierderilor este mai mare decît la un minereu mai sărac, aceasta în caz cînd raportul $\frac{q}{V}$ şi numărul p al tancurilor sînt presupuse constante.

f) Mărirea raportului $\frac{q}{V}$ pentru un minereu cu aceleaşi caracteristici, adică acelaşi k şi acelaşi număr p de tancuri, conduce la o mărire a lui P.

Ar fi extrem de interesant să se compare cifrele teoretice trecute în cele două tablouri cu rezultatele practice obţinute în aceleaşi condiţii.

Formulele (18) permit rezolvarea unui anumit număr de probleme legate sau de alcătuirea unui proiect de instalaţie sau de modul de funcţionare a unei instalaţii deja existente. Astfel, ca un exemplu pentru a doua categorie de probleme, pentru a se realiza de pildă 98% din aurul conţinut de un anumit minereu cu ajutorul unei instalaţii avînd p tancuri, se poate vedea imediat dacă acest lucru este posibil, numărul p trebuind să verifice inegalitatea

$$p > \frac{-\ln 0{,}02}{\ln (1+k)}$$

ce corespunde unui minereu cu caracteristicile k şi unui raport $\frac{q}{V}$ fixat dinainte. Această inegalitate va permite chiar să se scoată un număr determinat de tancuri din circuit dacă procentul fixat poate fi realizat cu un număr mai mic de tancuri.

Un studiu analog poate fi făcut şi asupra instalaţiilor care lucrează discontinuu, dar atunci va trebui să se ţină seamă şi de timpul de exploatare T, cazuri cînd se va utiliza formula (10).

9) Rezultatele expuse au fost stabilite în ipoteza că cele două fluide A şi V_i, puse în prezenţă în interiorul tancurilor, s-au amestecat instantaneu şi au constituit un fluid omogen în fiecare din tancurile V_i, aceasta la fiecare moment t al exploatării. Or, cu toată puternica agitaţie care există în tancuri, agitaţie datorită ori unui curent de aer comprimat introdus, ori unor agitatoare mecanice, omogenizarea amestecului este practic irealizabilă. Este adevărat că, din punctul de vedere *statistic*, se poate considera că particulele de fluide A sau V vor apare la ieşirea ultimului tanc şi în tot timpul operaţiei, proporţional cu toate cantităţile fixate de către ecuaţia de repartiţie globală (4), însă între o centrifugă şi un agitator cu palete mai lent trebuie să existe o oarecare diferenţă, mai ales în cazul exploatării discontinue. Un simplu raţionament de altfel ne arată că la începutul operaţiei vor fi mai multe particule V_i la ieşirea din ultimul tanc, pe cînd către sfîrşitul operaţiei se vor prezenta cu siguranţă mai multe particule A. Am căutat să trecem de cazul omogenizării instantanee introducînd un parametru care să fixeze aceste două aspecte şi rezultatele respective, mult mai complicate, fac obiectul unui studiu din Buletinul ştiinţific al Academiei R.P.R., nr. 2, 1957.

11. Înainte de a termina această lucrare, vom observa că rezultatele obţinute pentru instalaţiile de cianurare cu p tancuri pot fi utilizate şi în cazul altor aparate din industria extractivă al căror proces de extracţie se bazează pe diagrame analoge celor ce figurează în exemplele date. Procedeul acesta nu mai poate fi aplicat în caz cînd amestecul celor două fluide se alterează cu timpul, adică dacă particulele A (sau V) stau prea mult timp în interiorul instalaţiei.

În aceste condiţii, vom presupune, pentru a lua un exemplu simplu, că transformarea amestecului $A + V$ în interiorul instalaţiei se face sub acţiunea a doi factori, unul *activ* ce dă la momentul t cantitatea Y de substanţă utilă extrasă cu ajutorul acestui proces de transformare şi altul *nociv* care distruge pînă la momentul t — sau modifică într-un sens nedorit, — cantitatea Z de substanţă utilă. Diferenţa acestor două cantităţi $y = Y - Z$, reprezentată grafic în funcţie de t, ne va putea da o diagramă care, ca şi cele din fig. 1, să conducă la un calcul analog al procentelor P de substanţă utilă recuperată prin procedeul de extracţie întrebuinţat.

Ipotezele ce trebuie făcute asupra acţiunilor celor doi factori depind bineînţeles de procesul fizic sau chimic care are loc în interiorul instalaţiei. Astfel, plecînd de la legea acţiunii maselor, vom putea presupune că acţiunea celor doi factori urmează o lege analogă cu aceea a reacţiilor monomoleculare, ipoteză care ne va conduce la sistemul diferenţial ce înlocuieşte ecuaţia (7) :

$$\frac{dY}{dt} = k(A-Y), \quad \frac{dz}{dt} = h(Y-Z). \tag{19}$$

O derivare prin raport cu t şi introducerea funcţiei y ne va da ecuaţia deferenţială

$$\frac{d^2y}{dt^2} + (h+k)\frac{dy}{dt} + hk \cdot y = 0 \tag{20}$$

a cărei soluţie generală

$$y = C_1 e^{-ht} + C_2 e^{-kt}$$

ne va conduce la o generalizare a legii (8)

$$y = C(e^{-ht} - e^{-kt}) \tag{21}$$

funcţie care se anulează cu t. Această nouă lege ne permite să dispunem de trei parametri C, h şi k pe care îi putem determina prin metoda celor mai mici pătrate în funcţie de valorile obţinute în laborator. Înlocuind funcţia $y(t)$ prin expresia (21), în relaţia (10), care dă procentele P de substanţe extrase cu ajutorul

instalației respective și pentru un T infinit, se obține formula

$$\frac{P}{100} = C\left[\frac{1}{(1+h)^p} - \frac{1}{(1-k)^p}\right] \qquad (22)$$

relativă la procesul continuu. Este vizibil că întrebuințarea acestei relații poate fi mai utilă decît aceia a formulei (12) care nu conține decît un singur parametru k în afară de numărul p al tancurilor.

Un caz interesant corespunde condiției $h=k$ cînd soluția ecuației (20) devine

$$y = Ct \cdot e^{-kt} \qquad (23)$$

relația (22) respectivă avînd forma

$$\frac{P}{100} = \frac{C}{(1+k)^{p+1}} \qquad (24)$$

Dacă s-ar ține seamă și de timpul T_1, care odată depășit pentru unele particule de fluid, atrage după sine o transformare ce alterează într-un sens nedorit structura acestor particule, tabelele alcătuite s-ar modifica prin adăugarea unor noi procente de substanță pierdută. Rămîne ca această problemă să fie mai amănunțit tratată într-o viitoare lucrare.

Ar fi foarte interesant să se facă o serie de experiențe care să ne arate întrucît teoria schițată aici este justificată în practică, pentru a se putea trece apoi la teoria corespunzătoare unei a doua aproximări a fenomenului considerat, teorie care a fost expusă în articolul din Buletinul științific al Academiei R.P.R. Instalațiile de cianurare care vor căuta să stabilească cifre comparative vor trebui să țină seamă de toate condițiile în care s-a efectuat acest studiu pentru ca rezultatele să fie în adevăr concludente.

Bibliografie

[1] *Bădescu R. și Vanci Gh.:* Sur la méthode de cyanuration dans l'exploitation de l'or, Bull. Soc. Pol., Bucarest, 1936, pag. 533—563.

[3] *Bădescu R. și Gh. Vanci:* Contribuții la problema cianurări continue a minereurilor aurifere. Studii și cercetări metalurgice, T. I., nr. 1, 1956, pag. 173—195.

[2] *Voicu Iuliu și Bădescu R.:* Studiu matematic al zaharificării amidonului..., Seria A., Gazeta Matematică și fizică, nr. 1, 1955, pag. 5—17.

Contribuții la alegerea vitezei de transport pe puțuri de extracție în industria carboniferă

Ing. E. Colev

Combinatul carbonifer Valea Jiului

Puțurile de extracție, ce fac legătura între subteran și suprafață, asigurînd transportul materiilor utile și sterile și al personalului în timp planificat, reprezintă una din cele mai importante verigi în procesul de producție al unei exploatări carbonifere.

Ansamblul instalației de extracție, cuprinzînd atît puțul cu turnul cît și mașina de extracție, reprezintă o cotă-parte importantă din cheltuielile de investiții și de exploatare ale minei, și de aceea alegerea elementelor de bază ale unei instalații de extracție cere un studiu amănunțit din punct de vedere tehnic și economic.

Condițiile de extracție diferă de la o întreprindere carboniferă la alta și chiar în cadrul aceleiași întreprinderi care are mai multe puțuri de extracție.

La proiectarea unei instalații de extracție se procedează, de obicei, în felul următor:

— Se stabilește cîmpul minier care va fi deservit de instalația de extracție proiectată.

— Se fixează producția ce urmează să fie extrasă pe o perioadă de ani, lucrîndu-se la extracție în două schimburi de lucru pe zi; se ține seama și de materialele și de personalul minei ce urmează să fie transportate din și în mină.

— Se dimensionează secțiunea puțului, gabaritele vaselor de transport pe puț (vagonete sau schipuri).

— Se stabilește greutatea utilă din vasul de transport și sistemul de încărcare-descărcare la rampele puțului în subteran și la suprafață.

— Se alege viteza de transport pe puț.

Elementele de bază pentru dimensionarea unei instalații de extracție sînt: greutatea utilă din vasul de transport și viteza de extracție.

In lucrarea de față ne vom ocupa cu instalațiile de extracție deservite de colivii care transportă vagonete, acest sistem de transport fiind cel mai răspîndit în momentul de față la exploatările carbonifere din țară.

Este știut că normele de tehnica securității pentru minele de cărbuni și șisturi bituminoase, actualmente în vigoare, limitează viteza maximă de transport pe puț, care, pentru materiale, este dată de relația:

$$V_{max} = 0{,}8\sqrt{H} \qquad (1)$$

unde H este adîncimea puțului.

Pentru transportul personalului, viteza maximă de transport este limitată de asemenea, indicîndu-se în N.T.S. vitezele maxime pentru diferite adîncimi ale puțurilor.

În același timp, este reglementată și înălțimea pe care trebuie să o aibă turnul puțului, pentru ca colivia, în caz de supraînălțare neadmisibilă în turn, să nu producă avarii.

Viteza maximă de transport pe puț, dată de relația (1) și calculată pentru șase adîncimi diferite ale puțurilor, ne dă următoarele rezultate:

Adîncimea puțului, m	30	50	100	150	250	400
Viteza maximă admisă, m/s	4,4	5,7	8,0	9,8	12,6	16,0

Dacă pentru adîncimi mai mari ale puțurilor, de exemplu, peste 200—300 m, viteze maxime pot fi luate în calcul, ca limitele superioare, în cazul adîncimilor relativ mici ale puțurilor, 30—200 m, vitezele maxime admise trebuie considerate practic ca prea mari, neputînd fi luate în proiect la dimensionarea mașinii de extracție decît în cazuri cu totul excepționale, deoarece ar cere un motor de acționare prea puternic, manipularea lui la pornire și oprire ar fi urmată de șocuri dinamice, ar rezulta pierderi mari de energie electrică și cheltuieli mari de investiții. Pe de altă parte, cîștigul de timp rezultat din adoptarea vitezei mari de extracție nu prezintă un factor hotărîtor în cazul adîncimilor mici ale puțurilor deservite de rampe în care manevrele se fac manual. În multe cazuri, pauza pentru încărcarea vagonetului plin în colivie și descărcarea vagonetului gol ocupă 30—50% și chiar mai mult din timpul total al unui transport pe puț.

Practic, vitezele maxime de extracție realizate de trolii și mașini de extracție sînt cu mult sub limitele celor maxime admise conform relației (1), mai ales pentru adîncimi mici și mijlocii ale puțurilor.

Ilustrăm cele spuse mai sus prin caracteristica unor trolii și mașini de extracție sovietice, care lucrează de mai mulți ani la o serie de întreprinderi miniere din țară.

Denumirea troliului sau mașinii de extracție	2 BL 1 200/820	2 BM-44	2 BM-42
Forța maximă pe periferia tamburului, kg	1 500	4 000	4 000
Lungimea funiei de extracție înfășurată pe tambur (care corespunde cu cca. 80—85% din adîncimea maximă a puțului), m	150	250	250
Viteza maximă de transport, m/s	3	4,65	8
Puterea motorului electric, kW	50	230	370

Din cele de mai sus rezultă că, la o adîncime a puțului de cca. 130 m, în cazul troliului 2 BL 1200/820, viteza maximă de transport, egală cu 3 m/s, face:

$$\frac{3}{0{,}8\sqrt{130}} \cdot 100 = 32{,}9\,\%,$$

adică numai o treime din viteza maximă admisă conform relației (1).

În cazul mașinilor de extracție 2 BM—44 și 2 BM—42 și adîncimii puțurilor de cca. 200 m, vitezele realizate fac 41,2% respectiv 70,9%, din vitezele maxime admise.

Viteza exagerată de transport pe puț poate avea urmări negative asupra securității transportului cînd din anumite motive colivia nu este oprită din timp și depășește rampa de la suprafață, intrînd în turn cu viteză maximă.

Oprirea automată a coliviei, datorită acționării declanșatorului electric din turn, care întrerupe circuitul bobinei minimale a întreruptorului principal al mașinii de extracție, nu poate fi considerată totdeauna ca absolut sigură.

Să ilustrăm cele spuse mai sus ca un exemplu.

Avem o instalație de extracție cu următoarele caracteristici:

Adîncimea puțului	150 m
Greutatea proprie a coliviei	1 500 kg
Greutatea utilă din vagonet	1 000 kg
Greutatea vagonetului gol	650 kg
Greutatea funiei de extracție ∅ 21,5 mm	1,6 kg/m
Sarcina de rupere a funiei	24 600 kg
Înălțimea turnului de la colivie pînă la podul sub molete	10 m

Să presupunem că pentru transportul pe puț a fost aleasă viteza maximă conform relației (1) egală cu $0{,}8\sqrt{150} = 9{,}8$ m/s. Declanșatorul electric din turn se găsește la 0,5 m deasupra poziției normale a coliviei la rampa puțului de la suprafață.

Calculăm drumul parcurs de colivie în turn după declanșarea întreruptorului, accelerația dezvoltată la frînare și forța totală care solicită funia de extracție pe partea coliviei în care se găsește un vagonet plin, încărcat cu 1 000 kg materiale, vagonetul fiind coborît în subteran.

Ne vom folosi de următoarele relații, presupunînd că încetinirea datorită acționării frînei de siguranță are o valoare constantă:

$$v_{max} = a_3 t \qquad (2)$$

$$s = \frac{a_3 t^2}{2} \qquad (3)$$

a_3 este încetinirea la frînare, m/s²;
s — drumul parcurs de colivie în timpul frînării, m;
t — timpul de frînare, în s.

Din (2) și (3) deducem:

$$a_3 = \frac{v^2}{2s} \qquad (4)$$

Pentru a afla valoarea încetinirii a_3, trebuie să calculăm drumul parcurs de colovie s. Acest drum se compune din:

— 0,5 m parcurși de colivie pînă la declanșatorul din turn;

— 4,9 m parcurși de colivie socotind din momentul declanșării întreruptorului din turn și pînă la apariția momentului de frînare (apăsarea bacurilor pe tambur), acest timp neputînd depăși 0,5 s. Viteza coliviei fiind 9,8 m/s, drumul parcurs de colivie la frînare este 0,5.9,8 = 4,9 m.

Rezultă că colivia se va opri în turn la o distanță de la moletă egală cu:

$$10 - 0{,}5 - 4{,}9 = 6{,}9 \text{ m},$$

ceea ce este, de sigur, suficient.

Dacă însă apariția momentului de frînare întîrzie, de exemplu cu 0,5 s, datorită contactului întîrziat al întreruptorului din turn sau altor cauze, drumul parcurs de colivie în turn se mărește pînă la 10,3 m, avaria devenind inevitabilă.

Este necesară deci micșorarea vitezei maxime a coliviei cînd aceasta se apropie de rampa de la suprafață, micșorarea vitezei fiind reglată automat, independent de manevrele executate de mecanic.

Normele sovietice prescriu că mașinile de extracție care se montează la instalații noi, avînd o viteză maximă ce trece peste 4 m/s, trebuie să fie înzestrate cu un dispozitiv limitator de viteză, construit în așa fel ca viteza coliviei la sosirea ei la rampa puțului de la suprafață să nu fie mai mare de 2 m/s.

Din relația (4) rezultă valoarea încetinirii a_3:

$$a_3 = \frac{9{,}8^2}{2.4{,}9} = 9{,}8 \text{ m/s}^2,$$

iar solicitarea statică și dinamică a funiei de extracție pe care este coborît vagonetul încărcat cu 1 t, va fi:

$$1000+1500+650+240+\frac{3390}{9{,}81}\cdot 9{,}8=6780 \text{ kg}.$$

240 reprezintă greutatea funiei de extracție pe o lungime de 150 m.

Solicitarea calculată de 6 780 kg a funiei de extracție va provoca o alungire momentană a ei care poate să rămînă în limitele neadmise de normele de tehnica securității și funia de extracție trebuie înlocuită.

În rezumat, pe lîngă determinarea vitezei maxime de transport, calculată conform (1), este necesar controlul următoarelor valori, în vederea asigurării securității transportului pe puțul de extracție:

1. Viteza maximă a coliviei la sosire la rampa puțului de la suprafață, încetinirea coliviei fiind reglată automat;

2. Timpul de frînare socotit de la declanșarea întreruptorului din turn pînă la oprirea coliviei;

3. Valoarea încetinirii în cazul intrării în funcție a frînei de siguranță.

În afară de securitatea la transport, o importanță deosebită prezintă și latura economică a transportului pe puț.

Regimul transportului este determinat prin diagrama aleasă a vitezei în funcție de timp „V—T", din care rezultă diagrama forțelor și a puterilor cerute de la motorul de acționare în diferite momente ale extracției.

În mod normal, se admite la proiectare o oarecare viteză medie, V_{med}, a transportului pe puț. Această viteză medie este în funcție de patru parametri care rezultă din următoarele considerații:

Să presupunem că avem:

- G_a — producția anuală, în t, ce trebuie extrasă;
- z — numărul de zile lucrătoare pe an;
- t — numărul de ore de transport efectiv pe zi de lucru;
- n — coeficientul de neregularitate de extracție datorit aglomerării producției în anumite ore ale schimbului de lucru;
- g — greutatea utilă transportată în vagonet, în t;
- t_p — pauza între două transporturi pe puț, în s.

Numărul de transporturi pe oră, inclusiv pauza, va fi:

$$N = \frac{n \cdot G_a}{z \cdot t \cdot g}.$$

Timpul necesar unui transport:

$$T_1 = \frac{3600}{N} = \frac{3600 \cdot z \cdot t \cdot g}{n \cdot G_a}, \text{s},$$

iar timpul necesar unui transport pe puț:

$$T = T_1 - t_p = \frac{3600 \cdot z \cdot t\ g}{n \cdot G_a} - t_p.$$

Viteza medie de transport pe puț:

$$V_{med} = \frac{H}{T} = \frac{H \cdot n \cdot G_a}{3600\ z \cdot t \cdot g \cdot g - t_p \cdot n \cdot G_a}$$

Presupunînd că z, t și n au următoarele valori:

z = 300 zile/an;
t = 14 ore/zi;
n = 1,25;

viteza medie devine funcția de patru parametri:

$$V_{med} = \frac{H \cdot G_a}{12096000g - G_a \cdot t_p} \text{ m/s}. \qquad (5)$$

Pentru puțul de extracție dat, trei din cei patru parametri, și anume G_a, g și H, pot fi considerați ca constanți pentru o perioadă de cîțiva ani de zile.

Pauza t_p însă poate varia în limite destul de mari chiar de la începutul punerii puțului în funcție, fiind în primul rînd funcție de sistemul de încărcare a coliviei (manual sau mecanic) și, în al doilea rînd, depinzînd de amenajarea rampelor și liniilor de cale ferată de acces al vagonetelor spre puț. Dacă rampa de acces este insuficient dimensionată, iar împingerea vagonetelor în colivii se face manual, diferențele de timp între pauzele de transport t_p, cînd se face încărcarea coliviei, pot să ajungă la 300—500% și chiar mai mult. Acest lucru s-a constatat în practica transportului la multe puțuri deservite manual la rampele de încărcare și descărcare.

De aici rezultă că alegerea unei viteze de extracție mari nu poate ajuta la reducerea timpului de extracție total decît într-o măsură cu totul neînsemnată, iar centrul de atenție principal trebuie îndreptat spre eliminarea pauzelor prelungite între transporturi.

Să presupunem, de ex., că avem:

$$\begin{aligned} H &= 150 \text{ m} \\ C_a &= 200\,000 \text{ t} \\ g &= 1 \text{ t} \\ t_p &= 10 \text{ s} \end{aligned}$$

Manipularea vagonetelor la puț, se face manual.

Inlocuind în (5) valorile H, G_a, g și t_p cu cele stabilite mai sus, obținem $V_{med}=2{,}8$ m/s.

Dacă pauza se mărește la dublu, $t_p = 20$ s, atunci v_{med} trebuie să crească la 3,3 m/s, adică cu 18% pentru îndeplinirea aceleiași sarcini de extracție. Intr-o proporție și mai mare trebuie însă să fie mărită puterea motorului de acționare, cresc investițiile, se măresc pierderile de energie electrică. Compensarea defecțiunilor la încărcarea coliviilor prin mărirea vitezei de transport este neeconomică.

In mod normal, viteza medie v_{med} și viteza maximă de transport v_{max} sînt legate prin relația:

$$v_{max}=1{,}15-1{,}50\, v_{med}.$$

In unele cazuri excepționale se merge pînă la:

$$v_{max}=2\, v_{med}.$$

In acest din urmă caz, diagrama $V—T$, inițial în formă de trapez, se transformă într-un triunghi.

Dacă în același timp accelerația și încetinirea au aceleași valori numerice, triunghiul nostru devine echilateral. In acest din urmă caz, viteza maximă de transport este exprimată prin relația:

$$v_{max}=\sqrt{a_1 H}=\sqrt{a_3 H} \qquad (6)$$

Egalînd (6) cu (1) obținem:

$$v_{max}=0{,}8\sqrt{H}=\sqrt{0{,}64H}=\sqrt{a_1 H}=\sqrt{a_3 H}$$

Relația (1) poate fi interpretată în sensul că viteza maximă admisă reprezintă grafic valoarea înălțimii unui triunghi în sistemul de coordonate $V-T$ cu accelerația și încetinirea egale $a_1=a_3=0{,}64$ m/s².

Pentru transport pe puțuri cu adîncimi mici și mijlocii accelerația și încetinirea se iau, de obicei, în limitele 0,5—0,8 m/s², iar în cazul adîncimii mari accelerația se ia egală cu 1 m/s².

Rezultă că diagrama V-T pentru puțuri cu adîncimi mici și mijlocii, luată conform expresiei (1), se va prezenta grafic în forma unui triunghi sau în forma unui trapez cu latura superioară paralelă bazei, foarte scurtă.

Mersul extracției conform diagramei V-T reprezentînd un triunghi, este foarte neeconomic și trebuie evitat. Acest lucru se vede din fig. 1, în care sînt arătate două serii de diagrame de transport pe puțuri cu adîncimi variabile, de la $H=20$ m pînă la $H=300$ m. In diagrama A, accelerația este luată cu 0,6 m/s², iar în diagrama B—0,75 m/s². Incetinirile la oprire au fost luate egale cu accelerațiile.

Calculul s-a făcut pentru vitezele maxime de extracție pe puț, variabile în limitele 1,5 m/s—14 m/s.

Din fig. 1 se constată, de exemplu că la un puț cu $H=100$ m, $a_{1,3}=0{,}6$ m/s², mărirea vitezei de la $v_{max}=4$ m/s la $v_{max}=8$ m/s aduce un cîștig de timp de abia de 32—25,5=6,5 s sau 20,3%, pe cînd motorul trebuie dimensionat la

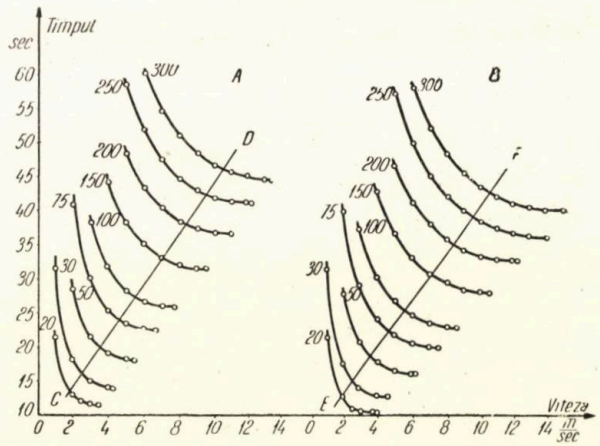


Fig. 1. Diagrama „viteza — timpul de transport" pentru puțuri cu adîncimi variabile, de la H = 20 m la H = 300 m.

o putere mai mare decît dublă, întregul troliu devenind mai greu, manipularea incomodă. Mai rău s-ar prezenta cazul cînd accelerația ar crește la 0,75 m/s². La un puț cu H=300 m mărirea vitezei maxime de la 8 m/s la 12 m/s aduce un cîștig de timp de extracție la un transport de 48—41=1 s, adică 14,6%, pe cînd puterea motorului trebuie să crească la mai mult decît dublu.

In fig. 2, 3 şi 4 sînt arătate diagramele de transport V-T_1, F-T şi P-T pentru trei puţuri cu adîncimi $H = 30$ m, 150 m şi 250 m. La baza acestor diagrame au fost puse următoarele valori :

	H=30 m	H=130 m	H=250 m
Greutatea utilă, kg	750	1 600	3 200
Masa redusă la periferia tamburului	1 223	2 112	4 054
Coeficientul de frecare în puţ (faţă de greutatea utilă), k	1,2	1,2	1,15
Greutatea funiei de extracţie, kg/m	1,2	2,5	3,8
Acceleraţia= încetinirea, m/s²	0,6	0,6	0,75

Pentru calculul diagramelor a fost întrebuinţată ecuaţia echilibrului dinamic pentru sistemul neechilibrat de transport (fără funia de compensaţie sub colivii) :

$$F = KQ + p(H - 2x) + m\frac{d^2x}{dt^2}. \qquad (7)$$

In fig. 2, 3 şi 4 au fost alese pentru fiecare puţ trei viteze maxime de transport şi anume: prima care corespunde diagramei în forma unui triunghi echilateral; a doua este aleasă în aşa

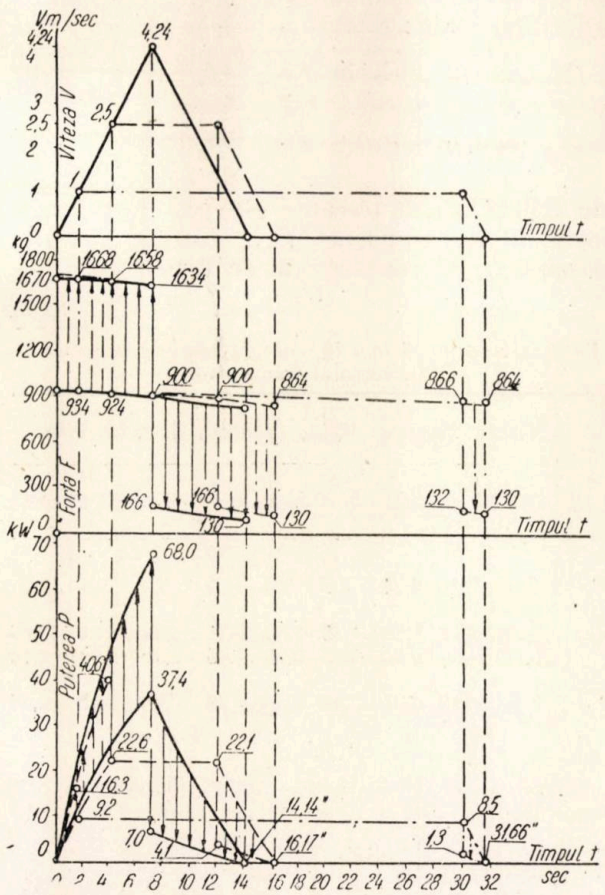


Fig. 2. Diagrama vitezelor, forţelor şi puterilor pentru transportul pe puţ H = 30 m al unei sarcini utile de 0,75 t, cu trei viteze: 1. m/s, 2,5 m/s şi 4,24 m/s.

fel ca diagrama V-T să devină un trapez, însă timpul total de extracţie T să difere numai cu puţin faţă de diagrama în forma unui triunghi; a treia viteză a fost aleasă astfel ca trapezul să aibă laturile orizontale foarte prelungite, adică viteza de extracţie să fie mică.

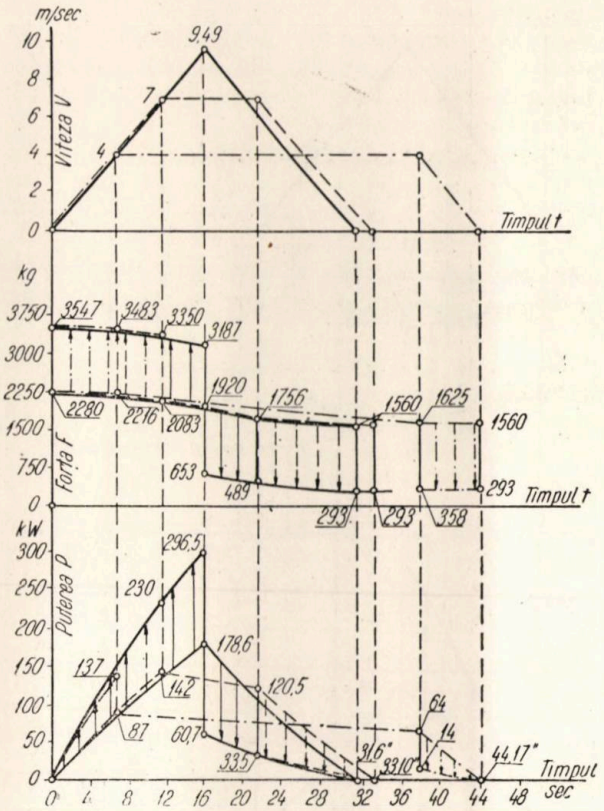


Fig. 3. Diagrama vitezelor, forţelor şi puterilor pentru transportul pe puţ H = 150 m al unei sarcini utile de 1,6 t, cu trei viteze: 4 m/s, 7 m/s şi 9,49 m/s.

In tabela 1 este arătată legătura între diferite viteze v şi timpul de transport t, de asemenea vîrfurile de putere în kW, cerute motorului de extracţie asincron, cu rotor bobinat.

Tabela 1

Timpul de transport şi vîrful de putere necesar în legătură cu viteza maximă

Viteza maximă, m/s	Timpul de transport ,T, în s în cazul cînd			Vîrful de putere, kW
	H=30 m	H=150 m	H=250 m	
1,0	31,66			16,3
2,5	16,17			40,6
4,24	14,14			68,0
4,0		44,17		137,0
7,0		33,10		230,0
9,49		31,60		296,5
5,0			56,68	370,0
9,5			39,00	672,5
13,7			36,52	903,6

Dacă luăm, de exemplu la un puţ cu H=250 m şi acceleraţia=încetinirea=0,75 m/s², viteza

maximă de transport $v_{max}=13{,}7$ m/s, atunci timpul total de extracţie pe puţ $T=36$ s, iar vîrful puterii ajunge la 903,6 kW. Micşorînd v_{max} la 9,5 m/s, atunci cu aceeaşi acceleraţie şi încetinire, timpul T se măreşte pînă la 39,0 s, adică numai cu 2,48 s, ceea ce reprezintă

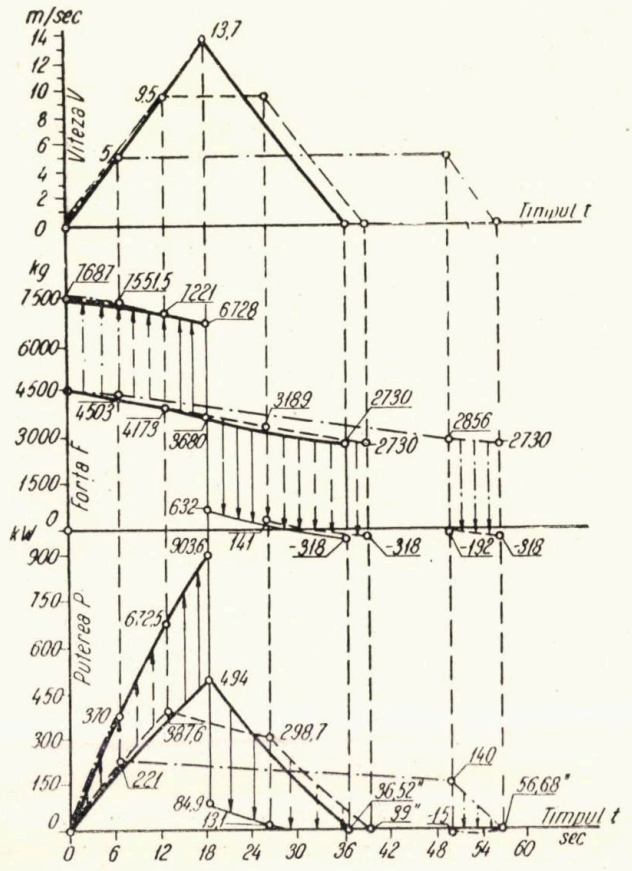


Fig. 4. Diagrama vitezelor, forţelor şi puterilor pentru transportul pe puţ H = 250 m al unei sarcini utile de 3,2 t cu trei viteze: 5 m/s, 9,5 m/s şi 13,7 m/s.

de abia 6,8%. Puterea de vîrf scade însă la 672,5 kW adică cu 25,6%.

Dacă adoptăm însă viteza maximă $v_{max}=5{,}0$ m/s, atunci durata unui transport se lungeşte la $T=56{,}68$ s, ceea ce poate avea influenţă defavorabilă asupra capacităţii de transport a puţului. Viteza maximă se va alege deci $5 < v_{max} < 9{,}5$ m/s.

Să calculăm randamentele de transport ale puţurilor, examinate mai sus. Sub randament de transport vom înţelege raportul între energia electrică necesară teoretic unui transport şi energia efectiv consumată. De asemenea, vom calcula pierderile energiei electrice în reostatul din circuitul rotorului.

Pentru calculul randamentelor şi al pierderilor de energie electrică vom folosi următoarele relaţii:

Energia necesară teoretic unui transport pe puţ:

$$E_t \frac{Q \cdot H}{102.3300} \text{ kWh} \qquad (8)$$

unde Q este greutatea utilă transportată la o cursă, kg.

Energia efectiv consumată:

$$E_f = \frac{1}{\eta_a \cdot \eta_m}(P_1 \cdot t_1 + P_2 \cdot t_2 + P_3 \cdot t_3)\text{kWh}. \qquad (9)$$

În relaţia (9) η_a este randamentul angrenajului maşinii de extracţie, iar η_m este randamentul motorului, luate după cum urmează:

$H=$ 30m	$\eta_a=0{,}75$	$\eta_m=0{,}80$
$H=150$m	$\eta_a=0{,}80$	$\eta_m=0{,}85$
$H=250$m	$\eta_a=0{,}85$	$\eta_m=0{,}90$

Randamentul motorului a fost luat egal pentru întreaga perioadă de transport.

P_1 reprezintă vîrful de putere la sfîrşitul perioadei de acceleraţie t_1. P_2 este puterea medie în timpul extracţiei cu viteza maximă t_2. P_3 este puterea maximă în perioada încetinirii t_3.

Pentru calculul pierderilor de energie electrică vom întrebuinţa următoarele relaţii simplificate, ţinînd seama de consideraţia că parabolele din fig. 2, 3 şi 4, care arată creşterea şi descreşterea puterilor în kW în timpul t_1 şi t_3, sînt apropiate liniilor drepte, cu care parabolele au fost înlocuite:

$$P_{p1} \text{ pentru perioada } t_1 : \frac{1}{2}\frac{P_1}{\eta_a} t_1 \text{ CP. s} \qquad (10)$$

$$P_{p3} \text{ pentru perioada } t_3 : \frac{1}{2}\frac{P_3}{\eta_a} t_3 \text{ CP. s} \qquad (11)$$

În tabela 3 sînt trecute: energia efectiv consumată la un transport E_{ef}, energia teoretic necesară E_t şi randamentul de transport η_t.

Tabela 2

Energia consumată efectiv, energia teoretic necesară şi randamentul transportului

	Viteza maximă, V_{max}, adoptată în cazul cînd:								
	$H=30$ m, m/s			$H=150$ m, m/s			$H=250$ m, m/s		
kW	1,00	2,5	4,24	4,0	7,0	9,49	5,0	9,5	13,7
E_{ef}	0,13	0,17	0,25	1,35	1,80	2,31	3,74	4,81	6,36
E_t	0,06	0,06	0,06	0,65	0,55	0,65	2,18	2,18	2,18
ηt	0,47	0,35	0,25	0,48	0,36	0,28	0,58	0,45	0,34

Calculul pierderilor de energie electrică s-a făcut pentru un transport şi pentru o zi de lucru în presupunere că transportul a funcţionat efectiv 14 ore, iar pauza între transporturi a fost în toate cazurile egală cu 30 s, în mediu.

In tabela 3 sînt trecute pierderile de energie calculate conform relaţiilor (10) şi (11).

Tabela 3

Pierderile de energie electrică, în kWh

Viteza maximă, m/s	$H=30$ m		$H=150$ m		$H=250$ m	
	La un transport	Pe o zi de lucru	La un transport	Pe o zi de lucru	La un transport	Pe o zi de lucru
1	0,0054	4,4				
2,5	0,034	37,1				
4,24	0,098	111,7				
4			0,175	119		
7			0,536	429		
9,49			0,979	784		
5					0,403	234
9,5					1,40	1022
13,7					2,69	2036

Din tabelele 2 şi 3 rezultă:

— Randamentul transportului la aceeaşi adîncime a puţului scade cu mărirea vitezei maxime.

— Cu adîncimea puţului creşte randamentul transportului.

— Pierderile de energie electrică cresc la acelaşi puţ cu mărirea vitezei de transport v_{max}

— Cu toate că randamentul transportului creşte cu adîncimea puţului, pierderea energiei electrice creşte, putînd ajunge, la viteze mari, la mii de kWh pe zi.

Pentru a limita vîrfurile prea mari de consumaţie a energiei electrice şi, o dată cu aceasta, pentru a micşora pierderile în reostat, se poate adopta alura creşterii vitezei maxime după o parabolă.

Să studiem posibilitatea aplicării diagramei *V-T* cu creşterea vitezei în perioada t_1 după o parabolă la cele trei puţuri examinate mai sus. Luăm în considerare numai cîte o singură viteză maximă de transport:

$v_{max} = 2{,}5$ m/s pentru $H = 30$ m
„ $= 7$ „ „ „ $= 150$ m
„ $= 9{,}5$ „ „ „ $= 250$ m

Ne vom folosi de următoarele relaţii pentru aflarea acceleraţiei, vitezei şi drumului parcurs de colivie:

Acceleraţia într-un moment dat, cuprins între limitele $0<t<t_1$:

$$a = a_1 - \frac{a_1}{t_1} t. \qquad (12)$$

Viteza de transport:

$$v = a_1 t = \frac{a_1 t^2}{2 t_1} \qquad (13)$$

Drumul parcurs de colivie:

$$x = \frac{a_1 t^2}{2}\left[1 - \frac{t}{3 t_1}\right] \qquad (14)$$

Să presupunem că timpul total de extracţie T în cazul nostru se apropie foarte mult de timpul T', cînd viteza în perioada t_1 creşte după o linie dreaptă.

Timpul t_1 întrebuinţat la extracţie cu creşterea vitezei după o parabolă este dublu faţă de timpul cînd viteza creşte după o linie dreaptă. Incetinirea o vom alege uniformă în toate cazurile şi egală cu 0,75 m/s².

Timpul t_3 va rezulta din ecuaţia $v_{max} = a_3 t_3$, iar t_2 se va calcula din ecuaţia $t_2 = T - t_1 - t_3$ sau din expresia pentru drumul total parcurs de colivie, egal cu H.

Relaţia care leagă drumul parcurs de colivie în puţ cu timpii t_1, t_2 şi t_3 este următoarea:

$$H = \frac{1}{3} a_1 t_1 + v_{max} \cdot t_2 + \frac{1}{2} a_3 t_3^2. \qquad (15)$$

De exemplu, pentru cazul $H = 30$ m, $a_1 = 0{,}6$ m/s², $a_3 = 0{,}75$ m/s², avem:

$$t_1 = 2\,\frac{v_{max}}{a_1} = 2 \cdot \frac{2{,}5}{0{,}6} = 8{,}34 \text{ s}$$

$$t_3 = \frac{v_{max}}{a_3} = \frac{2{,}5}{0{,}75} = 3{,}33 \text{ s}$$

iar

$$t_2 = \frac{H - \frac{1}{3} a_1 t_1^2 \frac{1}{2} a_3 t_3^2}{v_{max}} =$$

$$= \frac{30 - \frac{1}{3} 0{,}6 \cdot 8{,}34^2 - \frac{1}{2} 0{,}75 \cdot 3{,}33^2}{2{,}5} = 4{,}80 \text{ s}$$

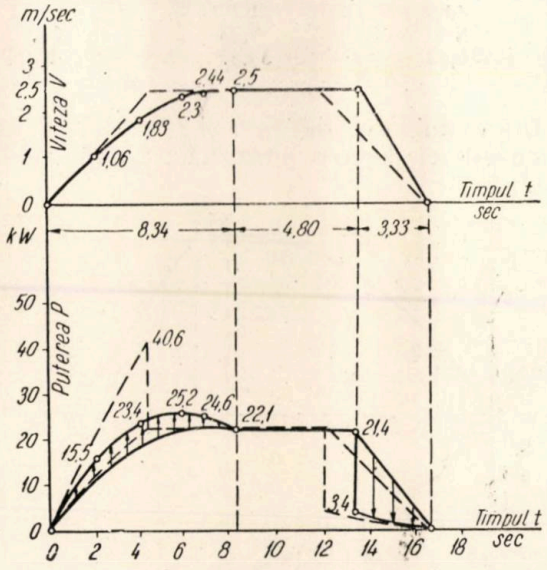


Fig. 5. Diagrama vitezelor şi a puterilor pentru transportul pe puţ $H = 30$ m al unei sarcini utile de 0,75 t, cu o viteză de 2,5 m/s, crescînd după o parabolă.

Calculul vitezelor, timpilor şi puterilor susarătate a fost pus la baza diagramelor din fig. 5, 6 şi 7. Cu linii întrerupte au fost trasate diagramele cu creşterea vitezei după o linie dreaptă.

In tabela 4 au fost adunate datele cuprinzînd timpii t_1, t_2 şi t_3, precum şi timpul total T pentru puţurile noastre avînd trei adîncimi diferite.

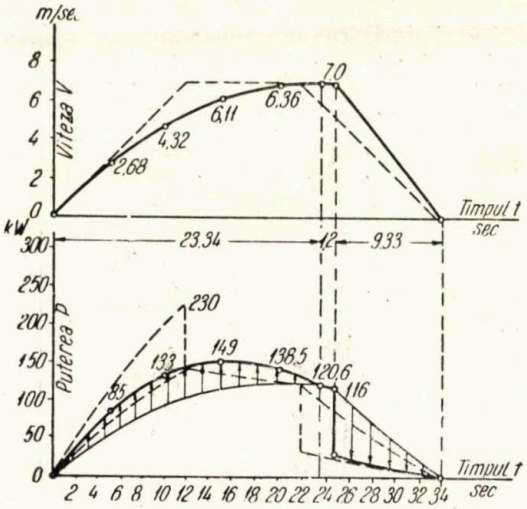


Fig. 6. Diagrama vitezelor şi a puterilor pentru transportul pe puţ H = 150 m al unei sarcini utile de 1,6 t, cu o viteză de 7 m/s, crescînd după o parabolă.

Tabela 4

Timpul, s	H = 30 m a_1 = 0,6 m/s² a_3 = 0,75 m/s² v_{max} = 2,5 m/s	H = 150 m a_1 = 0,6 m/s² a_3 = 0,75 m/s² v_{max} = 7 m/s	H = 250 m a_1 = a_3 = 0,75 m/s² v_{max} = 9,5 m/s
t_1	8,34	23,34	25,32
t_2	4,80	1,20	3,11
t_3	3,33	9,33	12,66
T	16,47	33,87	41,09

Din examinarea fig. 5, 6 şi 7 rezultă că, creşterea vitezei după o parabolă coboară considerabil vîrfurile puterilor cerute motorului electric şi din reţea. Pentru a vedea cum se prezintă chestiunea cu pierderea energiei electrice, s-au calculat randamentele de transport şi pierderile de energie electrică în cazul vitezelor stabilite prin tabela 4, întocmindu-se tabela 5.

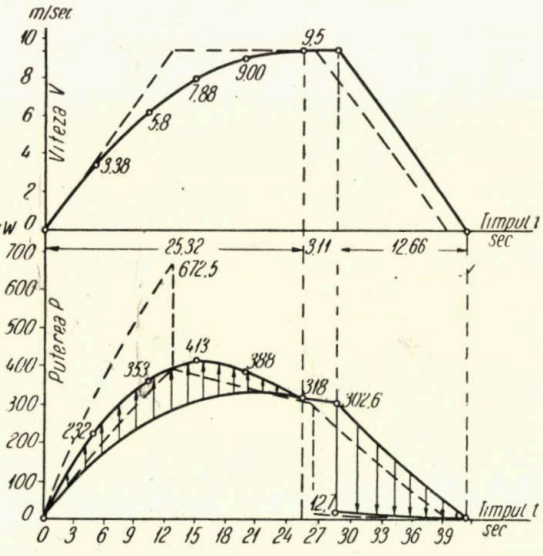


Fig. 7. Diagrama vitezelor şi a puterilor pentru transportul pe puţ H = 250 m al unei sarcini utile de 3,2 t, cu o viteză de 9,5 m, crescînd după o parabolă.

Tabela 5

Randamentele de transport şi pierderile de energie electrică în cazul creşterii vitezei în timpul t_1 după o parabolă

H/v_{max}	E_{ef}	E_t	η_t	Pierderea energiei electrice, kWh	
				La un transport	Intr-o zi de lucru de 14 ore
H = 30 m V = 2,5 m/s	0,17	0,05	0,35	0,021	22,7
H =150 m V = 7 m/s	1,6	0,65	0,41	0,33	261
H =250 m V = 9,5 m/s	4,25	2,18	0,51	0,86	610

Comparaţia datelor din tabela 5 cu cele din tabelele 2 şi 3 ne arată că randamentele de transport în cazul creşterii vitezei după o parabolă sînt mai mari, iar pierderile de energie electrică sînt mai mici. Timpul total de transport a fost luat în cazul creşterii vitezei după o parabolă foarte apropiată de cel în cazul creşterii vitezei după o linie dreaptă, tocmai pentru a putea face comparabile randamentele de transport şi pierderile de energie electrică.

Concluzii

In baza studiului arătat mai sus se poate afirma că, pe lîngă viteza maximă admisibilă din punct de vedere al tehnicii securităţii, există pentru instalaţia de transport dată şi o viteză maximă care corespunde condiţiilor optime din punct de vedere economic:

Viteza maximă economică v_{ec}.

La calculul vitezei celei mai economice trebuie să ţinem seama, afară de producţia ce trebuie extrasă conform graficului stabilit, şi de vîrfurile de putere cerute motorului maşinii de extracţie şi deci şi reţelei; de asemenea, trebuie să calculăm pierderile de energie electrică şi să stabilim timpul mediu necesar schimbării vagonetelor la rampele puţurilor.

Diagrama reprezentînd legătura între viteza de transport, forţa şi puterea motorului şi timpul de extracţie trebuie întocmită în cîteva variante din care va rezulta situaţia cea mai favorabilă pentru instalaţia proiectată.

Prin trasarea a două linii drepte: CD şi EF care taie curbele din fig. 1 s-a încercat determinarea limitelor vitezelor celor mai economice, pentru puţuri cu diferite adîncimi.

Vitezele maxime economice, exprimate în cifre, s-ar prezenta aproximativ astfel:

Adîncimea puțului, H, m	Viteza maximă economică v_{ec}, m/s
20	1,8
30	2,5
50	3,5
75	4,5
100	5,5
150	7,0
200	8,25
250	9,5
300	10,5

Incadrînd vitezele de mai sus, v_{ec} în formula:

$$V = x\sqrt{H}$$

obținem următoarele rezultate:

Adîncimea puțului, H, m	Valoarea lui x
20	0,40
30	0,45
50	0,49
75	0,52
100	0,55
150	0,57
200	0,58
250	0,60
300	0,61

Observăm că valorile x cresc foarte încet cu adîncimea puțului.

Am putea încadra v_{ec} pentru puțuri cu adîncimi mici și mijlocii într-o singură formulă:

$$v_{ec} = 0{,}6\sqrt{H} \text{ m/s} \qquad (16)$$

Comparînd expresia (16) cu (1) constatăm că raportul dintre vitezele stabilite prin aceste expresii este egal cu $\frac{6}{8} = 0{,}75$.

In cazul puțurilor cu adîncimi mici, coeficientul x de pe lîngă $\sqrt{H}$ ar putea fi coborît pînă la valori: x=0,4—0,5.

Bibliografie

[1] *Soliarschi F. N., prof:* Bazele fizico-mecanice ale transportului minier electric (Fizico-mehanicheschie osnovî electricescoho rudnicinoho podéma), Ugletehizdat, 1952.

[2] *Kiselev V. I.:* Mecanica minieră (Gornaia mehanica), Moscova, 1952.

[3] *Ozernoi M. I.:* Electrotehnica minieră (Gornaia electrotehnica), Ugletehizdat, 1951.

[4] N.T.S. Normele de tehnica securității pentru minele de cărbuni și șisturi bituminoase, Editura Confederației Generale a Muncii, 1951.

[5] Ministerul Industriei Cărbunelui al U.R.S.S.: Reguli de securitate în minele de cărbuni și șisturi bituminoase, Ugletehnizdat, 1951. (Pravila bezopasnosti v ugol'nîh i slanțevîh șahtah).

Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării și valorificării cărbunilor bruni lemnoși din R.P.R.*)

IV. Brichetarea fără liant a ligniților

Prof. dr. ing. **I. Blum**
Institutul de Energetică al Academiei R. P. R.

Ing. **M. Rosenberg**
Institutul Politehnic București

A. Generalități

Brichetarea cărbunilor este o operație de înnobilare care urmărește transformarea cărbunelui brut — îndeosebi a celui mărunt — într-un combustibil de calitate superioară, de mărime calibrată, cu rezistență mecanică bună la manipulare, în stoc și la ardere, și cu putere calorifică ridicată.

În funcție de natura și proprietățile fizico-chimice ale cărbunelui respectiv, trebuie variată de la caz la caz și tehnologia procesului de brichetare.

Astfel, antraciții, huilele și cărbunii bruni tari, se brichetează numai cu adaos de liant; brichetarea fără liant, la 1000—1500 at este aplicabilă — în condițiile tehnicii actuale — numai cărbunilor bruni amorfi și turbelor.

Cauzele brichetabilității fără liant a cărbunilor bruni amorfi a preocupat mult pe cercetătorii din diferite țări, dar îndeosebi din Germania, unde această industrie a luat o mare dezvoltare. În legătură cu aceasta s-au emis diferite ipoteze, mai mult sau mai puțin valabile, pentru a explica natura forțelor care leagă granulele de cărbune în brichetă.

Vollert [1] și Scheithauer [2] atribuie rolul de liant în brichetarea cărbunilor bruni bitumenelor din cărbune, Scheele [3] și Kegel [4] — existenței unor puternice forțe moleculare de aderiune, Piening [15] — împîslirii țesuturilor vegetale ale cărburilor, iar Hentze [6] — plasticității deosebite a acestor cărbuni, proprietate care scade cu creșterea gradului de încarbonizare al acestora.

Ulterior, Kegel [7] și apoi Fritzsche [8] — pentru cărbunii bruni amorfi — și Zemțov [9] pentru turbe, adaugă acestor ipoteze teoria forțelor capilare ale lichidelor care creează sau înlocuiesc forțele tensiunii superficiale.

Glöckner [10] și Remesnikov [11], în continuarea teoriei lui Hentze [6], caută să stabilească o relație între tăria și elasticitatea (ca inversă a plasticității) cărbunilor bruni și susceptibilitatea lor de a se bricheta fără liant.

Studiind brichetabilitatea cîtorva tipuri de cărbuni bruni romînești — amorfi și lignitici — I. Blum [12] emite ipoteza rolului acizilor humici în brichetarea fără liant a cărbunilor. Această teorie, verificată de diferiți cercetători, s-a dovedit a fi valabilă și este azi acceptată ca una din principalele teorii ce elucidează acest fenomen.

Tot ca o contribuție importantă în acest sens trebuie menționată și teoria lui Matveev [13] asupra rolului legăturilor de hidrogen și al stratului monomolecular de apă adsorbită, în brichetarea fără liant a turbei.

Cărbunii bruni lemnoși din R.P.R., datorită conținutului lor extrem de redus de acizi humici liberi și datorită durității lor mai mari și elasticității granulelor cărbunoase, higroscopicității și conținutului ridicat de steril, dau — în cazul brichetării fără liant — brichete cu o slabă rezistență la apă. Dat fiind însă că, în prezent, unele cercetări făcute în cadrul Secției de Tehnologia Combustibililor Solizi [14] permit în oarecare măsură îmbunătățirea rezistenței la apă a brichetelor de lignit fără liant, autorii consideră necesar a elucida în paralel și aspectele tehnico-economice ale brichetării fără liant a acestor cărbuni.

*) Prezentul studiu tehnico-economic a fost întocmit în cadrul activității științifice a Catedrei de Chimizarea Combustibililor de la Institutul Politehnic-București, în colaborare cu Secția de Tehnologia Combustibililor Solizi a Institutului de Energetică al Academiei R.P.R.

B. Caracteristicile chimico-tehnice ale materiei prime şi ale brichetelor de lignit fără liant

Ca materie primă pentru brichetarea fără liant a lignitului pot fi luate în considerare următoarele sorturi de cărbuni:

— lignit brut, ocnă,
— lignit mărunt, 0—30 mm, brut,
— lignit mărunt, 0—30 mm, epurat şi
— lignit ciuruit, 30—700 mm,

fiecare din ele luat în mod separat, sau combinat între ele, în diferite proporţii.

Brichetarea lignitului mărunt brut prezintă avantajul valorificării unui combustibil, considerat în genere deşeu, dar dă brichete cu un conţinut ridicat de cenuşă şi deci, în ansamblu, un indice de concentrare redus. Brichetarea măruntului epurat dă brichete de calitate mai bună, dar porneşte de la o materie primă mai scumpă. La ligniţii ciuruiţi, se poate pune problema comparării eficienţei concentrării pe această cale, în raport cu deshidratarea sau cu utilizarea acestuia ca atare.

Pentru a compara între ele diversele căi de prelucrare, vom porni de la materia primă etalon, lignitul brut, ocnă, cu caracteristicile chimico-tehnice precizate în lucrarea [15] a autorilor şi de la produsele derivate prin prelucrarea acestuia, conform schemelor tehnologice analizate în notele anterioare [15], [16] şi [17] ale autorilor.

Caracteristicile chimico-tehnice ale materiei prime şi ale brichetelor rezultate sînt redate în tabela 1.

Pentru a uşura compararea, în tabela 1, produsele brute şi prelucrate — brichetele de lignit — sînt prezentate în ordinea scăderii conţinutului de cenuşă.

C. Calculul preţului de cost al produselor brichetării fără liant a lignitului

Ca bază pentru analiza tehnico-economică a brichetării fără liant, se va considera schema tehnologică de principiu a brichetării lignitului ciuruit, brut, cu bilanţul material respectiv, redată în pag. 464.

Considerînd că umiditatea totală, W_t^a a diferitelor sorturi de lignit — ocnă sau mărunt, brut sau epurat — utilizabile ca materie primă pentru brichetare este aceeaşi, schema de mai sus rămîne valabilă şi pentru aceste sorturi, atît în ceea ce priveşte cantitatea de brichete rezultate, cît şi cantitatea de apă evaporată, pe tona de materie primă. Variază însă, bineînţeles, caracteristicile chimico-tehnice ale brichetelor — umiditatea, cenuşa etc. — aşa cum s-a arătat în tabela 1.

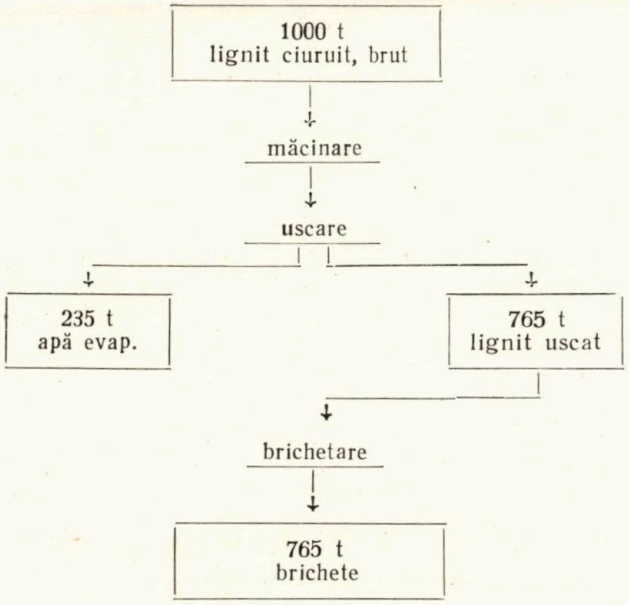
Schema de principiu a brichetării fără liant, fiind asemănătoare cu cea arătată la epurarea umedă a lignitului [16], *unde se obţine de asemenea prin prelucrare numai un singur produs utilizabil, formulele de calcul ale preţului de cost — pe tona de produs prelucrat şi pe milionul de kcalorii utile — deduse în cazul epurării umede, precum şi nomogramele corespunzătoare, pot fi aplicate întocmai şi la brichetarea fără liant.*

Tabela 1

Caracteristicile chimico-tehnice ale materiei prime şi ale brichetelor de lignit brut, fără liant

Produsul	Caracteristici chimico—tehnice				
	W_t^a %	A^a %	V^a %	C. %	H_i^a kcal/kg
A. Materia primă:					
1. lignit mărunt, brut	33,0	30,0	24,0	37,0	1 920
2. lignit mărunt, epurat (I)	33,0	20,0	30,5	47,0	2 530
3. lignit brut, ocnă	33,0	19,5	30,8	47,5	2 560
4. lignit ciuruit, brut	33,0	15,0	33,8	52,0	2 850
5. lignit mărunt, epurat (II)	33,0	12,0	35,7	55,0	3 060
B. Brichete fără liant din:					
1. lignit mărunt, brut	12,4	39,2	31,5	48,4	2 650
2. lignit mărunt, epurat (I)	12,4	26,3	39,9	61,3	3 450
3. lignit brut, ocnă	12,4	25,5	40,4	62,1	3 490
4. lignit ciuruit, brut	12,4	19,6	44,1	68,0	3 870
5. lignit mărunt, epurat (II)	12,4	15,7	46,6	71,9	4 100

Gran. : = 30 — 700 mm
W_t^a = 33%
A^a = 15%
H_i^a = 2850 kcal/kg



W_t = 12,4 %
A^a = 19,6%
H_i^a = 3870 kcal/kg

Fig. 1. Schema fluxului tehnologic şi bilanţul de materiale la brichetarea fără liant a lignitului.

Astfel, costul tonei de brichete, la locul de producţie şi la un consumator situat la distanţă mai mare de mină, va fi dat de relaţiile :

$$C_{t_2}^m = \frac{C_{t_0}^m + C_{pr}}{a_2} \quad \text{(lei/t)} \qquad (1)$$

şi

$$C_{t_2}^c + \frac{C_{t_0}^m + C_{p_r}}{a_2} + C_{t_r} \quad \text{(lei t)} \qquad (2)$$

în care :

$C_{t_2}^m$ şi $C_{t_2}^c$ reprezintă costul tonei de brichete la mină şi respectiv la consumator, în lei/t ;
$C_{t_0}^m$ — costul materiei prime, la mină, în lei/t :
C_{pr} — costul prelucrării, în lei/t ;
C_{t_r} — costul transportului, în lei/t ;
a_2 — cantitatea de brichete rezultată din una tonă de materie primă, în t/t.

Costul milionului de kcalorii utile, C_{MIO_2ut}, la arderea brichetelor de lignit la mină sau la consumator va fi dat de relaţiile :

$$C_{MIO_2ut}^m = \frac{(C_{t_0}^m + C_{pr}) \cdot 1000}{a_2 \, Q_2} \quad \text{(lei/MIO kcal utile)} \qquad (3)$$

$$C_{MIO_2ut}^c = \left(\frac{C_{t_0}^m + C_{pr}}{a_2} + C_{tr} \right) \frac{1000}{Q_2} \quad \text{(lei/MIO kcal utile)} \qquad (4)$$

în care :

$C_{MIO_2ut}^m$ şi $C_{MIO_2ut}^c$ reprezintă costul milionului de kcalorii utile, la mină şi la consumator ;
Q_2 — conţinutul caloric util al brichetelor în kcalorii utile/kg

Celelalte notaţii folosite în formulele (3) şi (4) au semnificaţiile arătate mai sus.

D. Analiza tehnico-economică a brichetării fără liant a ligniţilor

În baza schemei tehnologice de principiu cu bilanţul de materiale respectiv şi a formulelor de calcul arătate mai sus, s-au calculat în cele ce urmează preţurile de cost — pe tonă şi milionul de kcalorii utile — la brichete de lignit, fără liant, obţinute din diferitele sorturi de cărbune brun, lemnos, menţionate anterior şi avînd caracteristicile chimico-tehnice arătate în tabela 1. În calcule s-a luat costul materiei prime iniţiale — lignitul brut, ocnă — ca fiind 40, 80 şi respectiv 120 lei pe tonă, la locul de producţie.

Din analiza datelor rezultate prin calcul şi redate în tabela 2 se desprind următoarele concluzii :

1. Prin brichetarea fără liant a diferitelor sorturi de lignit, brut sau epurat, menţionate în tabelă, se pot obţine în genere trei calităţi de brichete :

a) cu conţinut relativ redus de cenuşă (A_{105} = 18—24%), din lignit mărunt, epurat (II) şi din lignit brut, ciuruit;

b) cu conţinut mediu de cenuşă (A_{105} = 28—31%) din lignit brut, ocnă şi din lignit epurat (I);

c) cu conţinut ridicat de cenuşă (A_{105} = 43—46%) din lignit mărunt, brut.

2. Puterea calorifică inferioară a brichetelor de lignit fără liant variază de la 4 100 pînă la 2 500 kcal/kg şi conţinutul caloric util de la 3 100 la 1 650 kcalorii utile/kg, ambele descrescînd cu creşterea conţinutului de cenuşă din brichetă (diagrama fig. 2).

3. Indicele de concentrare, la brichetarea fără liant a lignitului, variază între 1,28 şi 1,39, în funcţie de materia primă folosită pentru brichetare; în genere, datorită conţinutului iniţial ridicat de cenuşă din ligniţii romîneşti şi umidităţii relativ scăzute a acestora — în raport cu alţi cărbuni bruni brichetabili fără liant, ca de exemplu cărbunii bruni amorfi din R.D.G. — concentrarea prin brichetare fără liant este mai puţin avantajoasă decît la aceştia din urmă.

Tabela 2

Calculul tehnico-economic al brichetării fără liant a lignitului

Nr. crt	Elemente de calcul	Simbol	Caracteristici chimico-tehnice şi indici tehnico-economici comparativi					
0	1	2	3	4	5	6	7	8
1	Materia primă pentru brichetare			lignit mărunt brut (0—30)	lignit mărunt epurat (I)	lignit brut ocnă (0—700)	lignit ciuruit (30—700)	lignit mărunt epurat (II)
2	Caract. chimico-tehn. ale brichetelor de lignit:							
	— umiditate	W_t	%	12,4	12,4	12,4	12,4	12,4
	— cenuşă	A_{c5}	%	44,8	30,0	29,1	22,4	17,9
	— put. cal. inf.	H_i^a	kcal/kg	2650	3450	3490	3870	4100
3	Randam. termic la arderea brichetelor ($\varepsilon = 0{,}4\%/\%A_{105}$)	ηt_i	%	64,5	70,4	70,8	74,6	75,2
4	Conţinut caloric util	Q_i	kcal/kg	1710	2440	2470	2850	3100
5	Indice de concentrare prin prelucrare	I_i	—	1,39	1,28	1,28	1,38	1,35
6	Cantit. de combust. prelucrat obţinut dintr-o tonă de materie primă	a_i	t/t	0,765	0,765	0,765	0,765	0,765
7	Costul prelucrării (raportat la tona de materie primă)	C_{pr}	lei/t	23	23	25	25	23
8	Costul transportului							
	pentru $d=$ 0 km	C_{t_r}	lei/t	—	—	—	—	—
	pentru $d=300$ km	C_{t_r}	lei/t	18,5	18,5	18,5	18,5	18,5
	Cazul I: **Utilizarea brichetelor de lignit, la locul de producţie**							
	I_i: Costul lignitului brut, ocnă: 40 lei/t							
9	Costul combustibil. la consumator:							
	—pe tonă	C_{t_i}	lei/t	65,6	111	85,0	95,0	127
	—pe mil. kcal utile	$C^c_{MIO_iut}$	$\frac{\text{lei}}{MIO_iut}$	38,3	45,4	34,5	33,0	40,8
	I_2: Costul lignitului brut, ocnă: 80 lei/t							
10	Costul combustibil. la consumator:							
	— pe tonă	C^c_{ti}	lei/t	110	179	146,5	164,8	200
	— pe mil. kcal utile	$C^c_{MIO_iut}$	$\frac{\text{lei}}{MIO_iut}$	64,4	73,5	59,4	57,1	64,6
	I_3: Costul lignitului brut, ocnă: 120 lei/t							
11	Costul combustibil. la consumator:							
	— pe tonă	C^c_{ti}	lei/t	155	248	208	234	273
	— pe mil. kcal. utile	$C^c_{MIO_iut}$	$\frac{\text{lei}}{MIO_iut}$	90,6	101,6	84,4	81,2	88,0
	Cazul II: **Utilizarea brichetelor de lignit la un consumator situat la 300 km de locul de producţie**							
	II_1: Costul lignitului brut, ocnă: 40 lei/t							
12	Costul combustibil. la consumator							
	— pe tonă	$C^c_{t_i}$	lei/t	84,1	129,5	103,5	113,5	145,5
	— pe mil. kcal. utile	$C^c_{MIO_iut}$	$\frac{\text{lei}}{MIO_iut}$	49,3	53,2	41,8	39,5	46,8
	II_2: Costul lignitului brut, ocnă: 80 lei/t							
13	Costul combustibil. la consumator							
	— pe tonă	$C^c_{t_i}$	lei/t	128,5	197,5	165,0	183,3	218,5
	— pe mil. kcal. utile	$C^c_{MIO_iut}$	$\frac{\text{lei}}{MIO_iut}$	75,3	81,2	66,8	63,6	64,6
	II_3: Costul lignitului brut, ocnă: 120 lei/t							
14	Costul combustibil. la consumator							
	— pe tonă	$C^c_{t_i}$	lei/t	173,5	266,5	226,5	252,5	291,5
	— pe mil. kcal. utile.	$C^c_{MIO_iut}$	$\frac{\text{lei}}{MIO_iut}$	101,3	109,2	91,7	87,8	88,0

4. La arderea — chiar la locul de producţie, respectiv la mină — a brichetelor de lignit fără liant, obţinute din diferitele sorturi de lignit, brut sau epurat, menţionate în tabela 2, costul milionului de kcalorii utile este minim

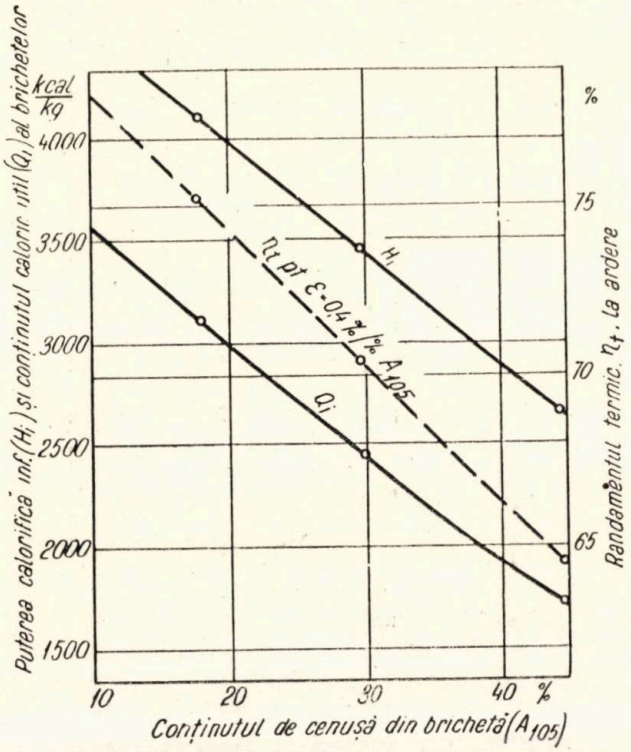


Fig. 2. Variaţia puterii calorifice inferioare H_i a randamentului termic, la arderea η_t şi a conţinutului caloric util Q_i, la brichete de lignit fără liant, în funcţie de creşterea procentului de cenuşă din brichete $A_{105}O$.

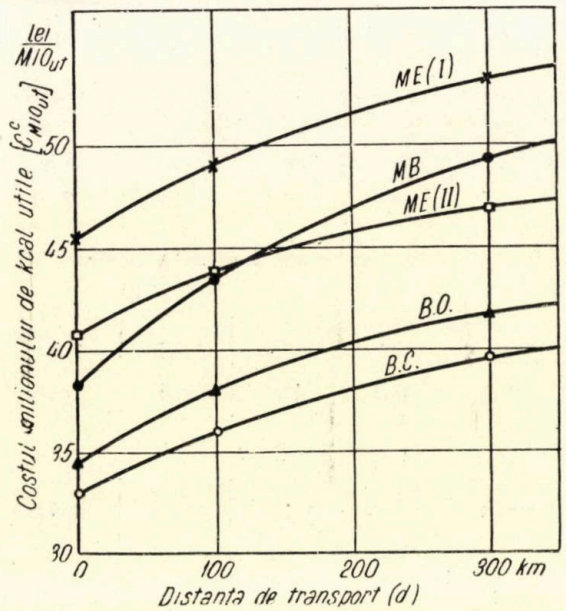


Fig. 3. Variaţia costului unităţii calorice utile la arderea brichetelor de lignit fără liant, în funcţie de distanţa de transport a brichetelor pînă la consumator: *ME* — brichete din lignit mărunt, epurat; *MB* — brichete din lignit mărunt, brut; *BO* — brichete din lignit brut, ocnă; *BC* — brichete din lignit brut, ciuruit.

pentru brichetele din lignit brut ciuruit *BC* şi brut, ocnă *BO* şi maxim pentru brichetele din lignit mărunt epurat *ME* (I) şi *ME* (II) (diagrama fig. 3).

5. Pe măsura creşterii distanţei de transport pînă la consumator, preţul de cost pe unitatea calorică utilă creşte mai repede la brichetele din lignit mărunt, brut, decît la toate celelalte tipuri de brichete *(BC, BO* şi *ME)*. Astfel, la cca. 100 km distanţă de locul de producţie, preţul de cost al unităţii calorice utile provenite din brichetele de lignit *MB* şi *ME* (II) se egalează; la distanţe mai mari costul unităţii calorice utile la utilizarea brichetelor din lignit mărunt, brut, depăşeşte pe cel al brichetelor din lignit mărunt epurat *ME* (II).

6. Pentru varianta a doua de epurare, *ME* (I) — mai defavorabilă — costul unităţii calorice utile egalează pe cel al brichetelor din lignit mărunt, neepurat, la distanţe de transport de cca. 600 km; pentru diferite alte variante de epurare, curbele de variaţie a preţului de cost pe unitatea calorică utilă o vor intersecta pe cea a brichetelor din lignit mărunt, brut, în intervalul cuprins între cele două limite: 100—600 km.

Analiza tehnico-economică comparativă a diferitelor căi de brichetare a lignitului — cu şi fără liant — va fi prezentată de autori în notele următoare, în continuare.

Bibliografie

[1] *Vollert:* Braunkohlenbergbau (1889).
[2] *Scheithauer:* Braunkohle I (1902/03) pag. 159.
[3] *Scheele:* Braunkohle I (1902/03) pag. 31.
[4] *Kegel K.:* Braunkohle II (1903/04) pag. 105.
[5] *Piening:* Braunkohle XXII (1923/24) pag. 481.
[6] *Hentze W.:* Braunkohle XXVI (1927) pag. 749.
[7] *Kegel K.:* Braunkohle XXV (1926/27) pag. 389.
[8] *Fritzsche A.:* Braunkohle XXVIII (1929) pag. 873.
[9] *Zemţov N. N.:* Cercetarea procesului de brichetare a turbei. Trudî Instorfa, vol. 5/1931.
[10] *Glöckner E.:* Kennzeichnung der Härte der Braunkohle im Hinblick auf ihre Auswirkung bei der Brikettierung, Freiberger Forschungshefte A 25 (1954).
[11] *Remesnikov:* K voprosu oţenki briketiruemosti uglei i ih klassifikaţii po diagrammam presovania.
[12] *Blum I.:* Braunkohle (1931) pag. 837—40 şi 853—60
[13] *Matveev B.D.:* K teorii brichetirovania torfa. Torfianaia promîşlennost, nr. 5, 1951.
[14] *Blum I., Bolchi F., Muscă G.:* Forschungen über die bindemittellose brikettierung der holzigen braunkohle Bericht zer Wissenschaftlichen Tagung der Akademie R.V.R. Juli 1956.
[15] *Blum I., Rosenberg M.:* Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării şi valorificării cărbunilor bruni lemnoşi din R.P.R. (Nota I), Rev. Minelor nr. 2, 1957, pag. 81—92.
[16] *Blum I., Rosenberg M.* şi *Bădărău Al.:* (Nota II) Rev. Minelor nr. 4, 1957.
[17] *Blum I., Rosenberg M.:* Rev. Minelor nr. 9, 1957 (Nota III).

Contribuții geologice asupra zăcămintelor aurifere de la Baia de Arieș

Ing. Y. Roland Cochet

Mineralizările aurifere de la Baia de Arieș sînt așezate în zona nord-estică a patrulaterului aurifer situat în partea sudică a Munților metalici Apuseni.

Zăcămintele de la Baia de Arieș, diferă de cele de la Roșia, Săcărîmb, Brad etc. prin aceea că eruptivul terțiar este încastrat în roci metamorfice (pe cînd la celelalte, rocile mai vechi sînt mezozoice sau terțiare inferioare).

Complexul de roci metamorfice vechi, șisturi cristaline cu intercalații sub formă de pană de calcare cristaline, reprezintă prelungirea cea mai sudică, cu aspect de pinten, a seriei cristalofiliene de M. Mare. Acest pinten este înconjurat la V, S și E de sedimente cretacice sub care se afundă.

M. von Pàlfy [13] consideră cristalinul de la Baia de Arieș ca un horst, el fiind despărțit de sedimentele cretacice prin falii. M. Socolescu [15] combate această ipoteză afirmînd că avem de-a face cu un anticlinal care numai în partea de N.V. a pintenului deversează ușor peste sedimentele cretacice. P. P. Sramko [21] sprijină această afirmație, însă leagă flancurile anticlinalului de căderea calcarelor. Luînd în considerare aceste observații, noi am

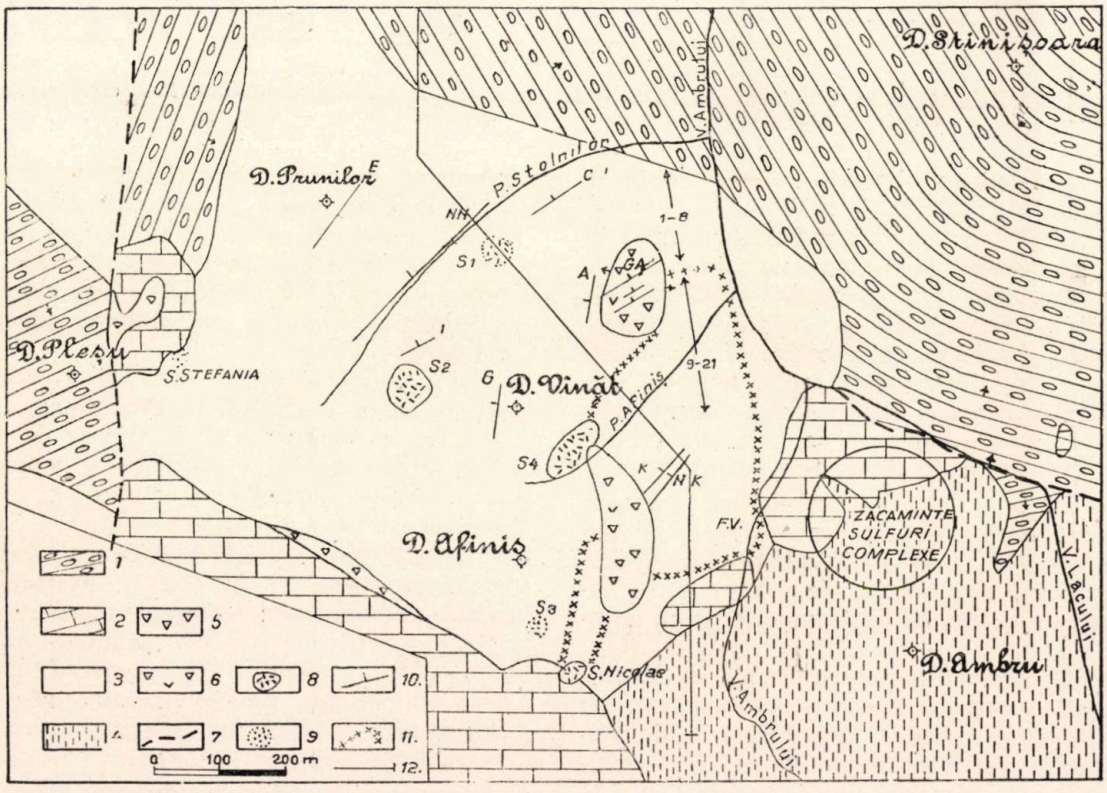


Fig. 1. Harta geologică schematică a perimetrului zăcămintelor de la Baia de Arieș: *1* — șisturi cristaline; *2* — calcare cristaline; *3* — andezite, prima erupție; *4* — andezite, a doua erupție; *5* — brecii de contact; *6* — brecii andezitice; *7* — falii; *8* stokuri aurifere la suprafață. *9* — stokuri aurifere în subteran; *10* — filioane aurifere; *11* — perimetrul telururilor aurifere; *12* — linie profil; *E; NN; C; I; G; A; K; NK; FV; GA* — filoane.

ajuns la concluzia că avem într-adevăr de-a face cu un anticlinal, însă acesta nu poate fi legat de calcarele cristaline care ocupă o anumită poziţie în interiorul şisturilor metamorfice în care sînt înglobate. Astfel, în partea de N şisturile cad spre N-NE (oriz. 0 m şi + 56 m), iar în partea de sud, spre S-SE (oriz. ± 0 m şi + 140 m). Direcţia anticlinalului este est-sud, est-vest-nord, vest, ea trecînd prin V. Lacului, D. Afiniş, D. Vînăt şi D. Prunilor (fig. 1).

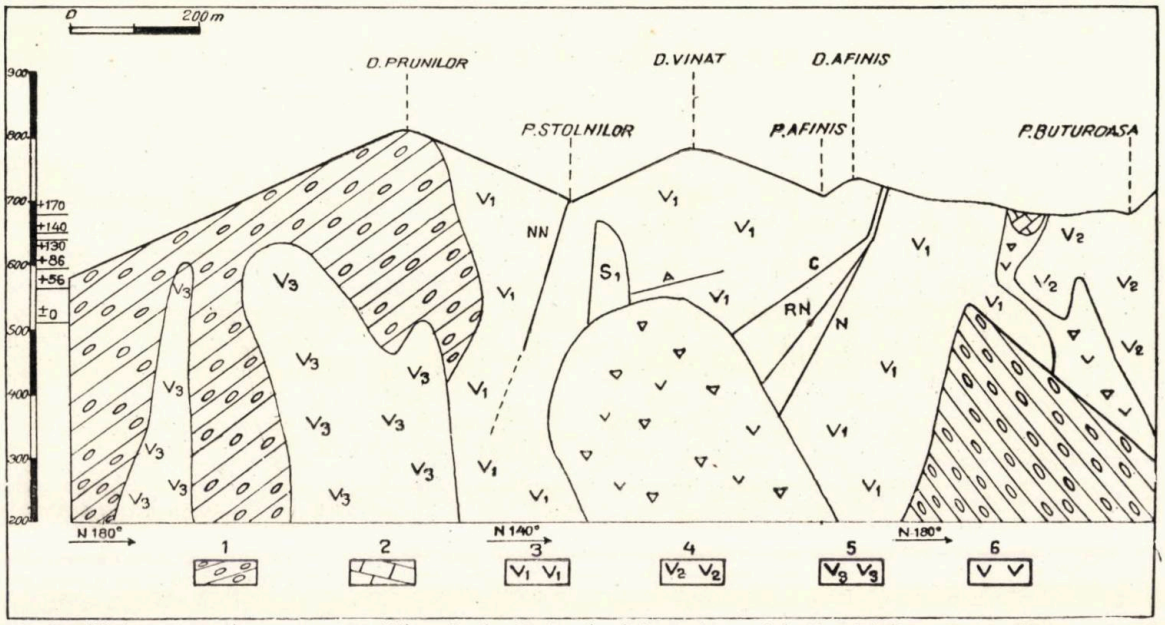


Fig. 2. Profil transversal pe axa erupţiilor de la Baia de Arieş: *1* — şisturi cristaline; *2* — calcare cristaline; *3, 4, 5* — andezite în ordinea erupţiilor succesive; *6* — brecie andezitică; S_1 — stok nr. 1; *NN; A; C; N; RN* — filoane.

Pe V. Lacului se observă falierea axială a anticlinalului şi prăbuşirea flancului sudic. Acest accident tectonic îl considerăm format în timpul mişcărilor postsenoniene, înainte de erupţiile terţiare. Atît prezenţa anticlinalului, cît şi slăbirea rezistenţei sale prin falierea axială, a permis bazinelor magmatice să localizeze, în centrul acestei structuri, rocile eruptive terţiare. Vîrsta acestor erupţii este sarmaţian-superioară, aparţinînd fazei a III-a de erupţii terţiare (acceptată după M. Socolescu).

În cadrul strict al zăcămîntului sînt prezente numai andezite, dar în regiune mai sînt cunoscute imediat la E şi S dacite (aparţinînd aceleiaşi faze) şi andezite de faza a IV-a. Aceste roci, însă, nu au fost însoţite de mineralizatori.

Andezitele, împreună cu mineralizările aurifere, ocupă partea centrală a zăcămîntului de la Baia de Arieş, pe cînd mineralizările de sulfuri complexe, sînt localizate la periferia eruptivului.

Unii cercetători din secolul trecut denumeau rocile andezitice de la Baia de Arieş porfire verzi (Partsch) sau trahite verzi (Hauer, Stache, Bielz, Cotta, Pàlfy, Cornea etc.). Gh. Cornea consideră dacitele de la Colţul lui Lazăr ca fiind andezite. Cercetătorii amintiţi separau rocile eruptive după culoarea lor, numind astfel trahite verzi, andezitele propilitizate.

În secolul XX puţini geologi romîni se ocupă de zăcămintele de la Baia de Arieş. Dintre aceştia, singurul care publică lucrări în care sînt cuprinse date asupra zăcămîntului este M. Socolescu [15]. Acesta înglobează rocile eruptive în familia andezitelor, făcînd în mare şi o separare a craterelor (hartă sc. 1 : 75 000). I. Grigore se ocupă în perioada 1938—1944 de aceste zăcăminte, însă nu publică nici o lucrare. Pe harta 1 : 5 000, în manuscris, face o separare a neckurilor andezitice, legînd stocurile aurifere şi corpurile de minereu complex de acestea.

Din studiile efectuate de noi în această regiune, în perioada 1953—1957, s-au distins în cadrul zăcămîntului trei tipuri de andezite (fig. 2) cu structură porfirică şi textură masivă, a căror descriere în ordinea localizării lor este următoarea:

1. Andezitele cenuşii-negricioase, care ocupă dealurile Pleşu, Vînăt, Afiniş, prezintă ca minerale componente: feldspaţi, plagioclazi (peste 50%), piroxeni (10—15%), amfiboli (8%), calcită (5%), sericit (5%), cuarţ (2%), apatit (1%). Feldspaţii plagioclazi au dimensiuni cuprinse între 0,3 şi 3 mm şi sînt frecvent alteraţi (sericitizaţi sau carbonataţi).

Acestea sînt primele andezite care erup în regiune şi în ele sînt localizate majoritatea zăcămintelor aurifere. Din cauza intensei activităţi a soluţiilor mineralizatoare s-au produs

puternice manifestări de metamorfism hidrotermal, reprezentate prin propilitizări, sericitizări, caolinizări și silicifieri.

Ceea ce se remarcă îndeosebi la acest andezit este orientarea fenocristalelor (îndeosebi a celor de feldspat) după o direcție NE-SV, cu înclinare spre NV. Se poate observa destul de clar sensul erupției de la NV la SE datorită orientări și stratificării lavelor andezitice. Gh. Cornea [18] afirmă că erupțiile vin de la NV la SE, dar nu argumentează aceasta.

Ca efect al acestor erupții s-au format brecii andezitice marginale la contactul cu șisturile sau calcarele cristaline (brecia din D. Pleșu, D. Buturoasa și de la contactul cu calcarele din D. Baia Roșie). Predominarea elementelor din brecia andezitică este în funcție de caracterul rocii înconjurătoare. Uneori, chiar în masa andezitului, se observă elementul de șist cristalin sub formă de rare enclave.

2. Al doilea andezit care erupe este localizat în partea de S și SE a zăcămîntului (D. Ambru). El este de culoare alb-cenușiu pînă la cenușiu închis și diferă de cel anterior prin lipsa piroxenilor, un conținut în feldspați mai scăzut (sub 50%), precum și prin dimensiunile reduse ale feldspaților (de la 0,2—0,5 mm).

Acest andezit a creat zone dezvoltate de brecii andezitice atît la marginea sudică a primului crater (D. Afiniș), cît și în partea central-nordică (între V. Stolnilor și V. Afinișului).

3. Ultima erupție care a avut loc este reprezentată prin două neckuri subcrustale, localizate în șisturile cristaline în partea de N a zăcămîntului, unde au fost străpunse de către galeria de bază „Pacea" (oriz. ± 0 m). Andezitul este de culoare cenușiu închis, foarte compact și dur, diferind de celelalte printr-un conținut mai redus în feldspați (30%) și prin prezența biotitului (cca. 5%).

Mineralizările aurifere localizate în primele două tipuri de andezite și în breciile lor au făcut obiectul exploatărilor miniere aproximativ din secolul al XIV-lea și pînă în prezent, date scrise existînd de abia din secolul al XVIII-lea.

Ca formă de zăcămînt, avem de-a face cu filoane, stocuri propriu-zise (localizate în andezite) și cu stocuri legate de brecii de contact. Inainte de cel de-al II-lea război mondial nu se exploatau decît filoanele și stocurile din brecii.

Soluțiile hidrotermale activînd într-un spațiu foarte restrîns (o suprafață de cca. 1,5 km^2) au creat o diversitate a asocierilor paragenetice, precum și o răspîndire capricioasă a mineralizărilor, complicată și de succesiunea a două erupții. Cele mai interesante dintre zăcămintele formate sînt stocurile propriu-zise, care au o structură geologică cu totul deosebită de restul zăcămintelor aurifere din R.P.R.

In legătură cu aceste zăcăminte, nu există aproape nici un fel de date în literatură (numai un succint raport din 1952, al geologului V. Lucca [20] și mai multe rapoarte date de T.P.E.D.M.M. [16, 17], în anii 1955, 1956, toate avînd o circulație internă.

Sînt cunoscute pînă în prezent, dintre stocurile propriu-zise: nr. 1 („Concordia"), nr. 2 („Combinat") și nr. 4. Unele mase de brecii mineralizate, de la contactul cu andezitele, au de asemenea denumirea de stocuri: nr. 3 („Aeraj"), Ștefania, Nicolae, Crăișor etc.

Stocurile nr. 1, 2 și 4 au o formă oarecum identică, ele fiind corpuri cu formă aproape cilindrică (nr. 2) sau conică (nr. 1), vîrful fiind în partea superioară. In secțiune orizontală diametrul lor variază de la 50 m (stoc nr. 1, oriz. + 140 mm) pînă la 80 m (stoc nr. 2 oriz. + 140 m), iar pînă în prezent sînt cunoscute pe cca. 120 m adîncime. Aceste stocuri, localizate în masa andezitului ce aparține primei erupții, sînt aduse, uneori, prin eroziune la suprafață (cazul stocurilor nr. 2 și 4) sau sînt complet rupte, către partea inferioară, de breciile andezitice formate în urma celei de-a doua erupții (stoc nr. 1).

In structura stocurilor întră blocuri de andezit cu dimensiuni de la cîțiva centimetri pînă la 5—6 m. Spațiile dintre blocuri sînt de zeci de centimetri și uneori se întîlnesc goluri cu diametre mari, datorită surpărilor cauzate de stricarea echilibrului fie natural, fie prin lucrările miniere.

Ca formă, acest tip de zăcămînt se aseamănă cu cel de la Cripple Creek, S.U.A., care este localizat într-un coș bazaltic în care roca este traversată de fisuri înclinate, orizontale, radiare, datorită atît tasării, cît și răcirii rocilor [1, 8, 9].

Cum se explică formarea acestor stocuri, este una din interesantele probleme legate de geneza zăcămîntului. V. Lucca [20] într-un raport din anul 1952, afirmă: „Aceste zăcăminte sînt cuprinse în andezite și au luat naștere prin exploziile ratate ale coșurilor parazite, din jurul aparatului vulcanic central".

In urma studiilor întreprinse asupra stocurilor aurifere de la Baia de Arieș, noi am ajuns la următoarele constatări:

1. Lavele andezitice aparținînd primei erupții au avut o răcire lentă, fapt confirmat de prezența fenocristalelor bine dezvoltate.

2. Această răcire treptată a dus la orientarea fenocristalelor andezitului, după direcții bine distincte.

3. Majoritatea filoanelor păstrează direcția orientării fenocristalelor.

4. In jurul stocurilor orientarea lavei andezitice este concentrică. Se remarcă în andezitul înconjurător fisuri care se curbează după forma stocului și a orientării fenocristalelor.

5. La oriz. + 205 m, stoc nr. 2, din cauza temperaturii de 50...60° create în zăcămînt,

andezitul înconjurător a început să se desfacă după planele de orientare sus-menţionate.

6. Partea superioară a stocurilor nu este însoţită de filoane sau fracturi.

anul 1954, ing. C. Superceanu, a întocmit un „Studiu calcografic şi spectrografic preliminar asupra minereului aurifer din zăcămîntul Baia de Arieş" efectuat pe eşantioane colectate din

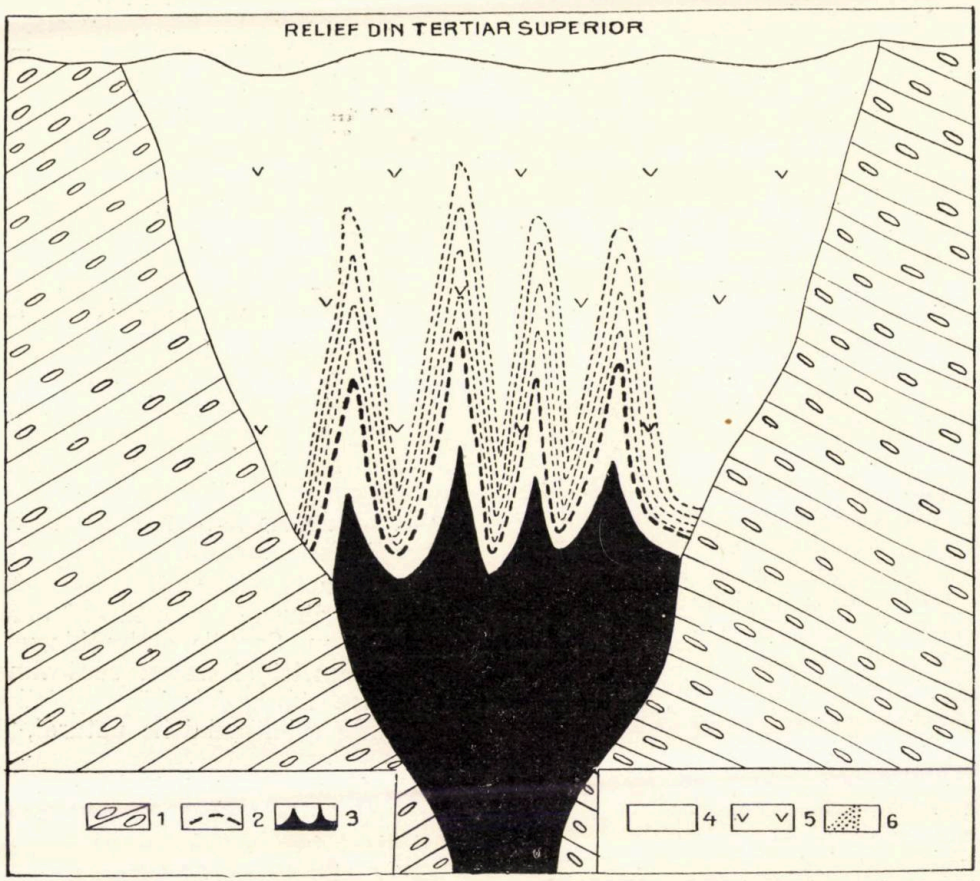


Fig. 3 — Formarea stokurilor prin scufundarea bazinului magnetic: *1* — şisturi cristaline; *2* — conturul iniţial al lacolitului; *3* — lacolit cu apofize, după contracţie; *4* — gol rezultat prin contracţie; *5* — andezit; *6* — limitele de prăbuşire a andezitului.

Faţă de constatările de mai sus, nu putem accepta teoria unor erupţii ratate şi deci a formării blocurilor prin împingeri de jos în sus.

Noi considerăm formarea stocurilor ca fiind rezultatul scufundărilor ce au avut loc prin contracţia lacolitului şi apofizelor sale, care au generat lavele andezite (fig. 3).

Prin golurile create atît de magma emigrată, cît şi datorită contractării rezultate prin răcire, s-a trecut la o prăbuşire gravitaţională a andezitului, prăbuşire care a luat forma apofizei (conică, cilindrică) şi a durat pînă la umplerea spaţiului rezultat, cînd s-a creat o situaţie stabilă. Dimensiunile stocului sînt funcţie de mărimea golului existent la începerea fenomenului *).

Asupra mineralizărilor din stocurile aurifere nu s-a făcut anterior nici un fel de studiu. În stocul nr. 1 şi nr. 2 [19].

Cercetările geologice şi macroscopice făcute asupra stocurilor sînt încă insuficiente pentru rezolvarea problemei mineralizărilor aurifere. Se observă ca minerale metalice numai mispichel, pirită, marcasită, limonit, melanterit, blendă, galenă şi calcopirită; iar, ca minerale de gangă, cuarţ, calcită, caolin, sericit, baritină, ghips şi sulf. Se remarcă, de asemenea, silicifierea pronunţată a blocurilor de andezit care marginal prezintă cruste de cuarţ cu grosimi de la cîţiva milimetri pînă la peste 10 cm, de culoare cenuşie (mai compacte) sau alb — alb-cenuşie (spongioase), care îmbracă andezitul. Crustele au diferite forme, fiind dispuse în plăci, în concreşteri reniforme, cu aspect de „fagure" etc. Diminuarea conţinutului de pirită şi cuarţ se poate observa că se produce o dată cu depărtarea de la marginea blocului către centrul său. Gradul de silicifiere este în funcţie de dimensiunea blocurilor de andezit, care atunci cînd sînt mici devin complet silicifiate.

Din studiul ing. C. Superceanu amintit mai

*) Se poate face o comparaţie plastică luînd exemplul unei galerii care începe să se prăbuşească. Roca se desprinde provocînd prin gravitaţie o autorambleere şi fenomenul se opreşte o dată cu umplerea spaţiului liber rezultat.

sus desprindem următoarele importante concluzii la care s-a ajuns :

1. Prin analizarea structurală a blocurilor andezitice s-a divizat minereul în patru tipuri, în funcţie de structura zonară a lor:

a) minereu de tip A (zona crustelor silicioase şi negre, bogate în aur), provenind de la suprafaţa blocurilor pînă la adîncimea de 10—15 cm spre interior ;

b) minereu de tip B (zona intermediară, piritizată, de la 15—25 cm spre interiorul blocului) ;

c) minereu de tip C (zona internă, 25—50 cm în interiorul blocului) ;

d) minereu de tip D (din zona centrală, format din andezit mai puţin alterat, la 50—60 cm în interiorul blocului).

Structura zonară — migraţia geochimică a elementelor şi distribuţia lor în masa blocurilor andezitice din stocurile de la Baia de Arieş — este reprodusă în fig. 4.

2. Mispichelul este principalul mineral aurifer, aurul fiind înglobat în acesta ultramicroscopic sau coloidal.

3. Granulometria fiind mai mică de 0,074 mm pentru 48% şi respectiv sub 0,1 mm pentru 60% din cantitatea de mispichel, pentru dezagregarea lui din masa minereului este nevoie de o măcinare extrem de înaintată şi foarte costisitoare în cadrul fluxului tehnologic (un Ø pînă la 0,05 mm) *).

4. Proporţia dintre aur şi argint în mispichel este de Ag : Au = 1 : 2.

5. Punerea în evidenţă a 7 minerale neidentificate pînă la întocmirea studiului : o stibiotelurură de aur şi argint, fluorină, rodocrozit, baritină, alabandină, zeoliţi şi melanterit.

Stibio-telurura de aur şi argint este localizată cu totul accidental. De asemenea ea este depusă din soluţii epitermale ulterioare celor care au mineralizat stocurile.

In ultimul timp, studiindu-se microscopic andezitele înconjurătoare stocurilor, şi care macroscopic sînt considerate sterile, s-au observat minerale metalice care bordează fenocristalele. Dezechilibrul care s-a format între pastă şi fenocristale şi care a permis accesul acestor minerale corespunde unei faze anterioare, probabil celei de propilitizare şi sericitizare. In imediata vecinătate a stocurilor, difuzia aurului a fost destul de puternică pe zeci de metri, studiile geochimice indicînd conţinuturi de la urme la 0,7 g/t.

Corelînd studiul macroscopic cu cel microscopic, interpretăm metalogeneza acestor zăcăminte de impregnaţie ca aparţinînd unei treceri de la tipul mesotermal la cel epitermal, succesiunea principală de cristalizare a mineralelor fiind : cuarţ I, oligist, magnetit, pirită

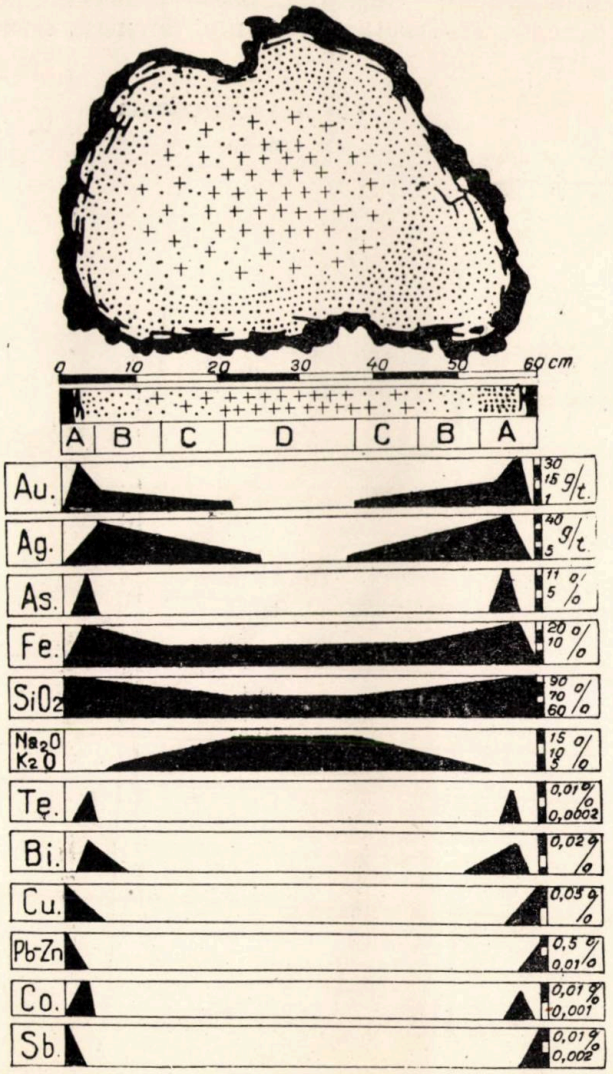


Fig. 4. Distribuţia concentrică a metalelor în blocurile mineralizate din zăcămîntul Baia de Arieş după C. Superceanu.

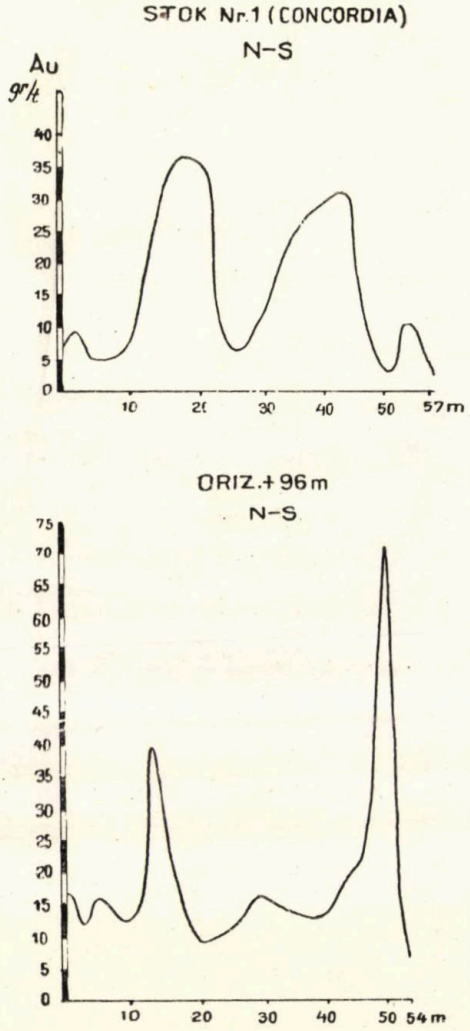
I, marcasită I, mispichel şi cuarţ II. Aur liber nu s-a observat.

In ceea ce priveşte structura zonară a blocurilor, menţionăm că ea nu este prezentă la toate blocurile, fapt explicat atît prin gradul şi modul de circulare a soluţiilor hidrotermale, cît şi prin dimensiunile blocurilor.

De asemenea, pe cînd în stocurile nr. 1 şi nr. 2 prezenţa zonelor A şi B este frecventă, în stocul nr. 4 predomină zonele C şi D. Acest fapt a avut o influenţă deosebită asupra conţinuturilor medii în aur şi argint, care variază în limite largi de la un stoc la altul. Astfel, stocul nr. 1 : Au = 12,06 g/t, Ag = 7,7 g/t ; stocul nr. 2 : Au = 6,39 g/t, Ag = 7,38 g/t ; stocul nr. 3 : Au = 20 g/t, Ag = 18 g/t ; stocul nr. 4 : Au = 3,11 g/t, Ag = 6,26 g/t.

*) In literatura mondială se cunoaşte un zăcămînt asemănător la Beattie (Québec), unde aurul este foarte rar vizibil la microscop, dar este asociat cu pirita şi mispichelul care au un diametru mediu de mm [11, 12].

Deoarece stocurile nr. 1 şi nr. 2 sînt cunoscute la mai multe orizonturi (unde sînt traversate de către galerii în cruce) s-au relevat, prin probări sistematice, unele probleme interesante ale repartizării aurului în masa stocurilor.



Astfel, conţinutul în aur scade o dată cu adîncimea la stocul nr. 1 şi creşte la stocul nr. 2. Dimensiunile blocurilor nediferind de la un stoc la altul, considerăm această situaţie ca fiind datorită vitezei de circulare a soluţiei hidrotermale ascendente şi nu gradului de sfărîmare a rocii. La stocul nr. 1, viteza soluţiei a fost mai mare (probabil stocul a fost mai aproape de generatorul metalizant) şi soluţiile ajungînd mai repede în cupolă (căciula stocului) au avut o circulaţie mai intensă şi îndelungată, aurul putînd pătrunde mai adînc în blocurile de andezit.

La stocul nr. 2 (care de fapt este şi mai dezvoltat ca volum) fenomenul a fost invers: soluţiile hidrotermale au avut o viteză mai redusă, ceea ce a determinat o scădere a conţinutului spre partea superioară.

Considerăm, de asemenea, că s-a produs o scădere a presiunii soluţiilor şi prin faptul că acestea au scăpat şi prin fisurile care au dat naştere filoanelor înconjurătoare (filonul Ion şi Gheorghe).

În plan orizontal s-a remarcat existenţa unei

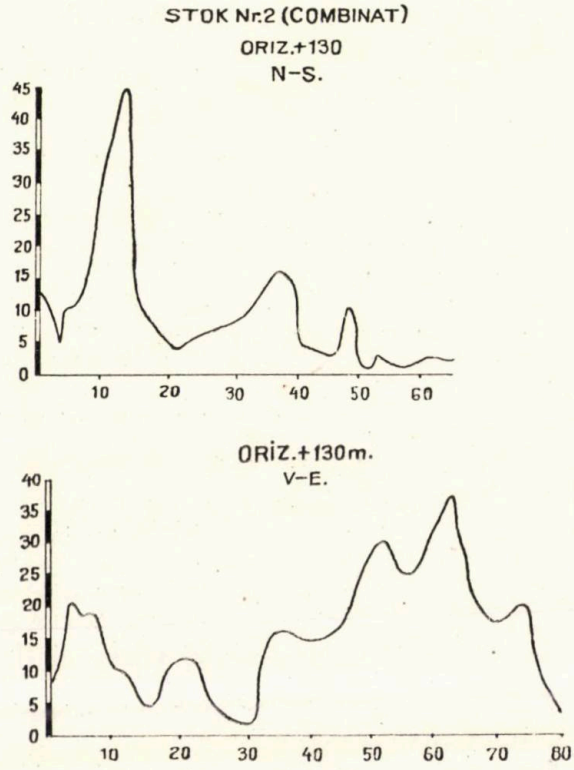


Fig. 5. Diagrama variaţiei conţinutului în aur.

zone concentrice (chiar de peste 10 m lăţime) cu conţinut în aur mult mai ridicat decît cel mediu al nivelului respectiv. Această zonă concentrică este situată între centrul şi marginea stocului. Deoarece acest fenomen este prezent atît la stocul nr. 1 şi nr. 2, cît şi la toate orizonturile, reiese că în masa stocurilor există o zonă sub formă de coloană al cărui conţinut în aur este mai ridicat (fig. 5 şi fig. 6).

În această zonă blocurile de andezit prezintă un grad de sfărîmare mai avansat, ceea ce a permis o mai intensă mineralizare a lor. Considerăm că la formarea stocurilor forţele de dilatare şi compresiune au acţionat mai intens în jurul cupolei golului rezultat, ceea ce a făcut ca materialul ce-l umplea să fie mai mărunt între axa şi marginea stocului.

În concluzie, faţă de cele expuse mai sus, aceste stocuri, ce se aseamănă ca formă cu zăcămîntul de la Cripple Creek, iar ca mineralizare (mispichel aurifer fin diseminat) cu cel de la Beattie, reprezintă unele din rarele zăcăminte aurifere de trecere de la tipul mesotermal la cel epitermal.

Înainte de a trece la problema filoanelor sau corpurilor de minereu localizate în brecie, vom

arunca o privire asupra datelor din literatură care, în ceea ce privește regiunea Baia de Arieș, nu se ocupă decît de aceste tipuri de zăcăminte (stocurile aurifere nu erau cunoscute).

Majoritatea autorilor din secolul trecut se rezumă numai a enumera și a descrie lucrările miniere prin care au fost deschise filoanele sau corpurile de minereu [2, 4, 5, 6, 13, 14].

Hauer și Stache [5] consideră că unele filoane efilează la brecie și susțin că aurul s-a format după silvanită.

J. Grimm [4] împarte zăcămintele în: filoane de telururi + aur; filoane de argint, pirită auriferă, plumb și stibiu; cuiburi de pirită. Ca minerale metalice și de gangă enumeră: cuarț, calcit, pirită, blendă neagră, galenă, silvanit, pirargirit, aur și argint nativ. Atît Grimm, cît și Cornea [18], consideră că grupul de filoane de la nr. 8—14 sînt rupte de brecia andezitică.

Gh. Cornea face o împărțire mai detaliată a filoanelor și corpurilor de minereu din brecie în: mineralizări cu pirită, cu telururi, cu telururi + aur și aurifere propriu-zise.

Acest autor este primul care afirmă că soluția mineralizatoare a venit de la nord „unde a fost mai aproape de centrul de erupție al andezitelor" și că numai zăcămintele cu direcție est-vest și înclinare spre nord conțin telururi, aur și argint nativ.

Gh. Cornea ne mai dă interesante date de producție a telururilor brute, pe care le împarte în trei clase: I cu 15—20 kg aur/t; II — 1,1/2—2 kg aur/t și III — 0,5—1 kg aur/t.

M. Socolescu [15] face o descriere a mineralizărilor interceptate prin diferite galerii, insistînd în special asupra celor din galeria Concordia (denumită și „Noroc bun", iar după numirea actuală oriz. + 56 m).

Pe harta geologică a zăcămîntului se observă că stocurile aurifere au o direcție clară NV-SE, pe cînd filoanele sînt dispuse E-V, NE-SV sau aproape N-S și înclină toate spre N-NV.

De asemenea, se remarcă prezența filoanelor în masa andezitului din prima erupție, în breciile survenite după această erupție care sînt întrerupte de aceasta.

Filoanele de la Baia de Arieș pot fi clasificate, după originea lor, în filoane formate pe crăpăturile rezultate prin răcirea lavelor andezitice și prin filoane create pe fracturile provocate de mișcări tectonice.

După ocurența metalelor, separăm filoanele aurifere în:

— Filoane cu mispichel aurifer (asemănător cu mineralizarea stocurilor propriu-zise) avînd un conținut mediu în aur.

— Filoane cu telururi aurifere și aur liber, cu un conținut foarte ridicat în aur.

— Filoane cu pirită auriferă și marcasită cu conținuturi slabe în aur.

a) *Filoanele cu mispichel aurifer* au o răspîndire restrînsă și sînt localizate în jurul și în imediata apropiere a stocurilor nr. 1 și nr. 2, în partea centrală și nord-vestică a craterului.

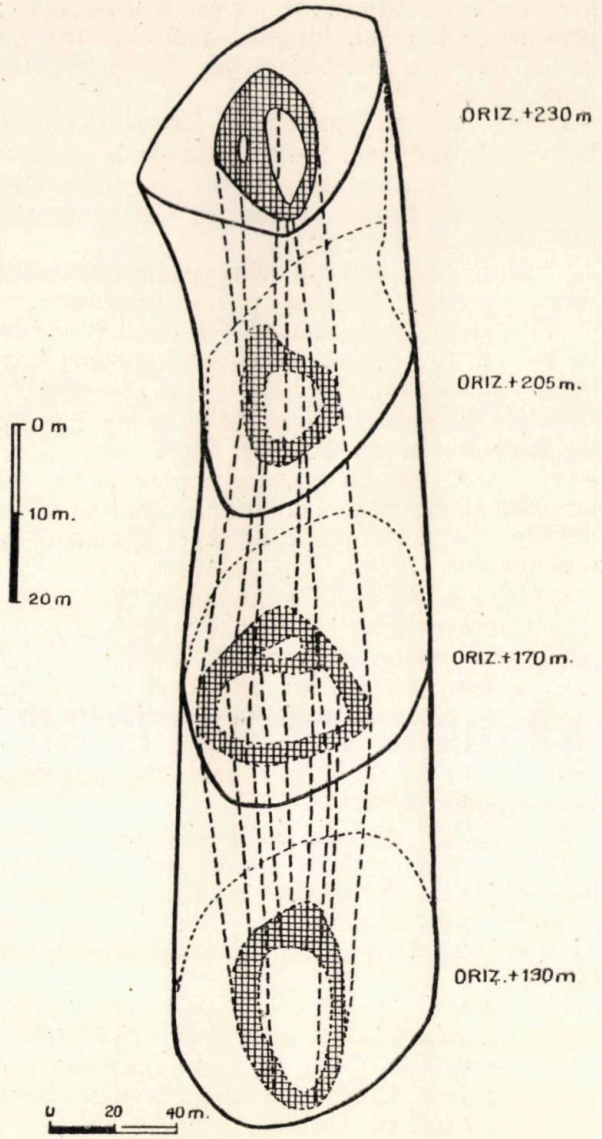


Fig. 6. Distribuirea în coloană a mineralizărilor aurifere cu conținuturi ridicate din interiorul stokului nr. 2.

Dintre cele mai principale se pot enumera: Ecaterina (singurul care cade spre sud-est, însă este aproape vertical cu un unghi de 85°); Noroc Nesperat (cel mai dezvoltat filon de la Baia de Arieș, deoarece are peste 300 m lungime față de 100 m cît este lungimea media celorlalte), Carolina, Ion, Gheorghe și Ana.

Aceste filoane de grosimi medii pînă la 70—80 cm sînt din acest punct de vedere cele mai dezvoltate din regiune. Mineralizarea este absolut identică față de aceea din stocurile aurifere și le atribuim formarea pe seama crăpăturilor rezultate prin răcirea lavelor andezitice (se observă orientarea fenocristalelor andezitului după direcția filonului).

b) *Filoanele cu telururi aurifere și aur liber*, localizate în partea sud-estică a craterului, sînt

mult mai numeroase însă se dosebesc de cele anterioare, prin faptul că sînt reduse atît ca grosime (cîteodată numai simple fisuri sub 1 cm grosime), cît şi ca lungime (sub 100 m). Direcţia lor este NE-SV şi au căderi cuprinse între 20 şi 50°.

Dintre cele mai principale filoane citäm, de la nord la sud: nr. 9—21 (cele de la 1—8 nu au fost exploatate), Goldkluft, Silberkluft, Neuekluft şi ramură Neuekluft, Caroly şi grupul filoanelor verticale.

Mineralizarea constă din pirită, silvanită, nagyagit, altait, aur liber, pirargirit, stefanit, argentit, ganga fiind constituită în cuarţ şi salbande caolinizate. Rareori se observă galenă, blendă şi calcopirită.

Aceste filoane sînt formate în urma mişcărilor tectonice ce au avut loc după consolidarea lavelor rezultate din prima erupţiune andezitică, iar mineralizarea este ulterioară celei ce a dat naştere stocurilor propriu-zise şi filoanelor adiacente lor.

O dovadă elocventă a fost dată de un filon cu telururi aurifere intersectat în cursul anului 1955, prin lucrări executate de T.P.E.D.M.N. la oriz. ± 0 m. Acest filon este localizat din stocul nr. 4, din care trece în andezitul înconjurător. Stocul nr. 4 fiind foarte caolinizat şi tasat, filonul care îl taie este bine demarcat şi are limite nete.

Se observă cum blocurile de andezit sînt secţionate perfect de fractură, care a dat naştere filonului. Mineralizaţia diferă de cea a stocului, remarcîndu-se prezenţa silvanitei, piritei, galenei, blendei, baritinei (în ordinea succesiunii).

Filonul are grosimi de la 1—30 cm, iar silvanita se prezintă în cristale aciculare, uneori foarte dezvoltate (pînă la 2 cm lungime *) în geode, inclusă în cuarţ sau în cristale foarte mici împreună cu baritina.

Din filon se desfac reduse ramuri de ordinul a 0,50—1,00 m.

Aurul liber este foarte rar, cele mai mari concentraţii fiind anterior întîlnite pe filonul Goldkluft. Din seria mineralelor aurifere el se depune ultimul, după ce din soluţia hidrotermală a fost precipitat telurul.

Unele din aceste filoane sînt rupte de breciile formate în urma celei de-a doua erupţii andezitice. Se citează astfel filoanele de la nr. 8 la nr. 14 şi filoanele Neuekluft şi Caroly, pe care brecia le întrerupe pe toate în partea lor vestică.

Un caz aparte îl constituie filonul Ana care, deşi este mineralizat cu mispichel aurifer, a prezentat la capătul său nordic mineralizări cu silvanită.

*) In literatura mondială nu se cunosc asemenea dimensiuni.

Aceasta este depusă însă după formarea filonului, care a fost probabil redeschis de mişcările tectonice ce au creat ansamblul de filoane cu telururi aurifere şi aur.

c) *Filoanele cu pirită auriferă şi marcasită* sînt localizate în brecia andezitică situată în partea centrală a craterului. Ele sînt cele din urmă filoane formate în urma ultimelor mişcări tectonice din regiune. Sînt cunoscute sub denumirea de grupul Andrei (3 filoane principale), unele din ele trecînd din brecie în andezitul înconjurător, mai vechi. Datorită conţinutului foarte scăzut în aur, nu prezintă importanţă economică.

In afară de stocurile propriu-zise şi filoane aurifere, în cadrul zăcămîntului sînt prezente şi alte zone de mineralizare, localizate în brecii andezitice şi cărora în trecut li s-a dat denumirea de stocuri. Ele sînt localizate periferic craterului principal, fiind legate de breciile formate de prima erupţie cu rocile înconjurătoare.

Dintre acestea vom cita pe cele mai importante:

a) *Stocul nr. 3* este localizat în partea sudică a craterului în brecie andezitică cu elemente de şisturi şi calcare cristaline, iar mineralizarea este formată din mispichel aurifer. Este singurul stoc din brecii încă neexploatat.

b) *Stocul Ştefania* este localizat în partea de vest a zăcămîntului, avînd o mineralizare cu caracter piritos. In afară de pirită se mai cunosc: mispichel, aur liber, tetraedrit, marcasit şi ştefanit (denumirea acestui mineral vine de la mina Ştefania care a deschis stocul cu acelaşi nume).

c) *Stocul Nicolae* este localizat în partea de sud a craterului, în apropierea stocului nr. 3. Mineralizarea este însă diferită de a acestuia, deoarece sînt prezente: pirită, blendă, galenă, tetraedrit, telururi etc.

d) In partea de est se mai menţionează două zone reduse ca extindere, unde au fost prezente telururile: stocul Crăişor şi Cuarţstoc.

Concluzii

Zăcămintele de la Baia de Arieş, pe lîngă interesantele probleme ştiinţifice pe care le ridică, prezintă o deosebită importanţă pentru economia ţării în ceea ce priveşte extracţia aurului.

Ponderea cea mai mare o au stocurile aurifere care, datorită dimensiunilor mari, dau rezerve de ordinul milioanelor de tone.

In acest scop, se impun pe viitor cercetări amănunţite pentru determinarea de noi stocuri aurifere, în special în partea de vest a craterului. Datorită faptului că în această zonă deschiderile naturale sînt practic inexistente, iar lucrări miniere nu există, se impune un

studiu geochimic al migrației aurului combinat cu lucrări amănunțite de prospecțiune geofizică seismică (datorită diferenței de greutate volumetrică dintre stocuri și andezitele înconjurătoare).

Prin acest gen de lucrări se va putea determina dacă mai există stocuri pe care eroziunea nu le-a adus la suprafață (cum este cazul stocului nr. 1).

De asemenea, pe stocurile a căror bază nu se cunoaște (nr. 2 și nr. 4) sînt necesare de executat foraje din subteran dispuse în triunghi.

O altă problemă ridicată de mineralizările aurifere din stocuri este aceea a eliberării în proporție cît mai mare a mispichelului, care este purtătorul a 90% din aur. Din cauza granulometriei sale extrem de reduse, în cadrul fluxului tehnologic randamentele de extracție sînt scăzute. Este o sarcină destul de dificilă ce revine a fi rezolvată de cercetătorii din domeniul preparării minereurilor din țara noastră.

Datorită faptului că minereurile cu telururi aurifere, pe lîngă că au conținuturi ridicate, se pretează foarte bine la uzinare (randamente de 90—95%), este indicat în viitor de a se da o importanță deosebită la lucrările de explorare pentru deschiderea în adîncime a filoanelor cunoscute, precum și de detectare a altora noi.

Prin lucrările executate de T.P.E.D.M.N. în ultimii ani din galeria „Pacea" oriz. ± 0 m, s-a demonstrat că telururile există și la nivelul care în momentul de față este cel mai inferior. Astfel, se ridică din nou problema abandonată de peste 10 ani, a explorării și exploatării filoanelor cu telururi aurifere.

Bibliografie

[1] *Cross W., Penrose R. A. F.* (jr.): Geology and minig industries of the Cripple Creek district, Colorado, 1896.

[2] *Cotta B. V., Müller G.:* Die Erzlagerstätten Ungarns und Siebenbürgens, Freiberg, 1862.

[3] *Emmons V. H.:* Gold Deposits of the Worl, New-York, 1937.

[4] *Grimm J.:* Die Erzniederlage und der Bergbau zu Offenbánya in Siebenbürgen. Jahrbuch der K.K. Montan — Akademie, XVI, 1867 + hartă, scara 1:22.000.

[5] *Hauer F.* și *Stache G.:* Geologie Siebenbürgens. 1853, Wien.

[6] *Inkey B.:* Anmerkungen zu dem Werke: Pálfy — Die geologischen Verhältnisse und Erzlagerstätten des siebenbürgischen Erzgebirges. Földtani Közl. 1911.

[7] *Legraye M.:* Origine et formation des gisements d'or. 1942.

[8] *Lindgreen W. și Ransome F. L.:* Geology and gold deposits of the Cripple Creek district, Colorado, 1906.

[9] *Loughlin G. F.:* Cripple Creek mining district, 1953.

[10] *Mircea Ilie:* Monts Métallifères de Roumanie, An Inst. Geol. a Rom., vol. XXIII, 1950.

[11] *O'Neill I. I.:* La mine d'or Beattie, Canton de Duparquet, 1932.

[12] *O'Neill I. I.:* Beattie Galatea mines map area, Duparquet township, 1935.

[13] *Pálfy M.:* Geologische Verhältnisse und Erzgänge des siebenbürgischen Erzgebirges. Mitteilungen aus dem Jahrb. der K. K. Geol. Ung. Anst. XVIII, 1911—1912.

[14] *Posepny Fr.:* Über den inneren Bau der Offenbányer Berggegend, 1875.

[15] *Socolescu M.:* Etude geologique et minière des Monts Métallifères. An. Inst. Geol. Rom. XXI, 1941.

LUCRĂRI NEPUBLICATE

[16] *Cochet Y. R., Cochet A.:* Raport geologic asupra lucrărilor de explorare executate în 1955 în sectoarele cu minereuri aurifere și polimetalice de sulfuri complexe din zăcămîntul Baia de Arieș, vol. I, T.P.E.D.M.M., 1956.

[17] *Cochet Y. R., Cochet A.:* Raport geologic asupra lucrărilor de explorare executate în anul 1956 în sectoarele cu minereuri aurifere și polimetalice de sulfuri complexe din zăcămîntul Baia de Arieș, vol. I, T.P.E.D.M.M., 1957.

[18] *Cornea Gh.:* Rapoartele geologice și miniere ale regiunii Baia de Arieș, 1896.

[19] *Superceanu C., Popescu I. C.:* Studiul calcografic și spectrografic preliminar asupra minereului aurifer din zăc. Baia de Arieș, I.C.E.P.R.O.M. — 1954.

[20] *Lucca V.:* Memoriu privind calculul rezervelor de minereu de la Exploatarea Baia de Arieș, Brad 1952.

[21] *Sramco P. P.:* Proiectul lucrărilor de prospecțiune și explorare preliminară, executate pe zăcămîntul Baia de Arieș în 1953. T.P.E.D.M.M. nr. 3.

Încercări experimentale cu alice de oțel la forajul sondelor pentru exploatarea formațiunilor cu cărbuni

Ing. C. Papuc

Formațiunile productive liasice și carbonifere din bazinul de cărbuni din Banat sînt acoperite de mari depozite de calcare, gresii, conglomerate, șisturi etc., care se comportă foarte diferit la foraj, în funcție de tăria lor. Calcarele, din punct de vedere al tăriei, au foarte multe varietăți: de la calcarele marnoase pînă la cele silicioase, compacte, cu nodule și benzi de silex (calcarele calloviene).

Forarea găurilor de sondă în aceste condiții prezintă mari greutăți, atît din punct de vedere calitativ cît și cantitativ.

La instalațiile de foraj cu sonde de tipul „B.U.-40", „1 Mai" etc. instrumentul tăietor în rocile tari și foarte tari este format de obicei din sapă cu role sau capul de carotieră cu role. În ultima vreme, în cazul carotajului mecanic continuu sau intermitent, a început să fie întrebuințată freza încărcată cu spărturi de widia pentru obținerea probei de teren.

Din clasificația rocilor pentru lucrări de explorare stabilite de Comitetul Geologic al R.P.R. — noua grupare în 6 categorii (în loc de 12) — este destul de cunoscut că, cu sapele cu role, capetele de carotieră cu role și sapele vîrf, drepte etc., se pot fora în roci pînă la categoria a IV-a inclusiv (respectiv categoria a VIII-a după vechea clasificație). Rocile pînă la grupa a V-a și parte din această grupă, se pot fora și cu ajutorul aliajelor dure în mod diferit insertate în freză. Grupele a V-a și a VI-a cuprinzînd rocile tari și extra tari care se întîlnesc în bazinul de cărbuni din Banat, nu pot fi forate în mod rentabil cu mijloacele arătate mai sus.

În aceste formațiuni geologice, cea mai eficace metodă de foraj este forajul cu alice. După capacitățile de tăiere, alicele ocupă primul loc după diamant și sînt socotite în prezent ca singurele materiale de foraj universale și ieftine în rocile tari și extra tari.

În Uniunea Sovietică volumul lucrărilor de explorare prin foraje cu sondeze se efectuează cu ajutorul alicelor în proporție de aproximativ 60%. Alicele întrebuințate sînt cele de fontă; în ultima vreme, în practică, s-au experimentat și introdus pe scară largă alicele de oțel în terenurile corespunzătoare.

În forajul cu alice de fontă dislocarea rocii pe talpă se face din cauza zgîrierii și rotunjirii rocii de către părțile ascuțite ale schijelor de alice. Are loc, deci, o dislocare superficială.

În urma unor cercetări la forajul cu alice de oțel, s-a stabilit că dislocarea rocii se face de fapt din cauza strivirii și zdrobirii rocii de către alicele care se rostogolesc pe talpă, sub acțiunea sarcinilor garniturii. Pentru a dezvolta acest complex de deformații este necesar ca alicele să aibă o mare duritate, maleabilitate și să păstreze în timpul lucrului o formă sferică sau aproape de cea sferică. Prin presarea alicei sferice în rocă, aceasta se fisurează și are loc o dislocare în adîncime, deci o dislocare volumetrică.

Lucrarea de față are drept scop analiza experimentării forajului cu alice de oțel pe unul din șantierele T.E.C. din sectorul Banat. Încercarea a avut loc la o sondă în foraj cu instalație „B.U.-40" (motoare V2-300, pompe NG 150, garnitura de foraj din prăjini de 5 9/16").

Elemente tehnologice

Alicele. Alicele de oțel nu au o formă sferică, ci una cilindrică, fiind confecționate prin forfecarea unor fire de cablu de funicular uzat. Forfecarea s-a făcut cu o simplă ștanță armată cu pastile de widia. Diametrul firului de cablu este de 5 mm. Alicele au fost tăiate în două feluri: unele alice au avut lungimea egală cu diametrul, altele au avut lungimea de 3,5 mm. Proporția de amestec a fost de 3 : 1 alice de lungimea 3,5 mm, către alice de lungime egală cu diametrul.

Alicele de oţel, aşa cum au fost tăiate în formă de cilindri scurţi, după ce au fost aruncate în gaura de sondă devin sferice într-un timp relativ scurt. Strunjirea alicelor cilindrice în sferice se face cu ajutorul capului de freză la o apăsare axială de aproximativ 25 kg/cm² timp de 10—20 minute.

Freza. Freza pentru alice a fost confecţionată din şiu (sabot) de 7". Pentru a se putea obţine o împănare eficace a probei, la baza frezei

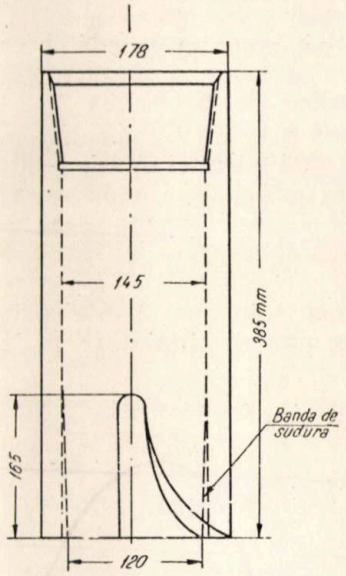


Fig. 1.

s-a aplicat în interior prin sudură o bandă pană pentru a da conicitatea necesară împănării. Dimensiunile, construcţia frezei şi geometria ferestrei colectoare, sînt arătate în fig. 1.

Înălţimea ferestrei colectoare este de 165 mm, iar deschizătura ei la baza frezei este de ¼ din perimetrul frezei. Grosimea peretelui frezei — ţinîndu-se seama de banda de sudură la bază — a fost de 25 mm. Pentru a nu se avea mari diferenţe între calităţile alicelor şi frezei, partea de jos a frezei supusă lucrului s-a încărcat prin sudură tot cu sîrmă de cablu de funicular.

Tubul carotier. Tubul carotier este simplu, lung de 2,90 m şi confecţionat din burlan special de 7". Grosimea peretelui — 14 mm. La partea superioară tubul carotier este ramforsat pentru asigurarea legăturii cu garnitura de prăjini.

Regimul de foraj

Spălarea găurii de sondă. În timpul carotajului, spălarea tălpii şi evacuarea detritusului s-a făcut prin menţinerea circuitului de noroi. Noroiul a avut următoarele calităţi principale: densitatea 1,2 kg/dm³, viscozitatea 45—50 s, filtraţia 15 cm³.

S-a dat o deosebită atenţie debitului de noroi în timpul carotării, pe de o parte pentru a nu se antrena alicele de pe talpă în circuit din cauza unui debit mărit, pe de altă parte pentru a se împiedica depunerea de detritus şi eventuala prindere a garniturii din cauza unui debit prea redus.

Înainte de a se introduce alicele s-a făcut o spălare intensă a tălpii; după aceea s-a redus debitul la 90—100 l/min şi s-au introdus alicele, începîndu-se carotajul. După cca. o oră de la începutul forajului, s-a redus debitul cu cîte 5 l/min din 30 în 30 minute, pentru a se împiedica antrenarea alicelor uzate. Aproape de sfîrşitul marşului debitul era de 45 l/min.

Cantitatea de noroi necesară spălării puţului este în funcţie de diametrul găurii, de diametrul alicelor, precum şi de viteza mecanică de înaintare (se are în vedere volumul de rocă dislocat şi transportat de circuitul de noroi la suprafaţă). Pentru forajul cu alice de oţel cantitatea de lichid necesară spălării puţului este dată de formula empirică:

$$Q = K.d.D$$

unde:

Q este cantitatea de lichid necesară spălării, în l/min;
d — diametrul alicelor, în mm;
D — diametrul găurii de sondă, în mm;
K — coeficient cu valori cuprinse între 0,09 (pentru rocile de categoria a V-a) şi 0,13 (pentru rocile de categoria a VI-a).

După ce s-a constatat că alicele de pe talpă au fost complet consumate, s-a făcut o spălare intensă a puţului, după care s-a trecut la împănarea probei. Consumul total de alice se constată prin manevrarea garniturii în sus şi în jos de cîteva ori; dacă şi după aceasta nu se observă într-un timp anumit o înaintare oarecare, înseamnă că alicele de pe talpă sînt complet consumate.

Uzura alicelor se exprimă printr-o cojire a suprafeţei de la 0,01 la 1—2 mm² şi o grosime de 0,001—0,05 mm. Acelaşi lucru se petrece şi pe suprafaţa de lucru a frezei. Pe jgheabul de la derivaţie s-a observat în detritus, în tot timpul carotării „pilitura" alicelor şi a frezei.

Apăsarea pe talpa găurii de sondă. Presiunea specifică pe cm² de bază a suprafeţei frezei s-a menţinut în primele 20 de minute de 20 kg/cm², timp în care alicele au căpătat o formă sferică. Tot în acelaşi timp s-a produs stabilirea regimului de foraj. După aceea, treptat, s-a mărit apăsarea pînă la 35 kg/cm². Spre sfîrşitul marşului s-a apăsat cu cca. 40 kg/cm².

Apăsarea totală pe talpă este dată de formula:

$$Q = p.A.K$$

unde:

Q este apăsarea totală pe talpă, în kg;
P — apăsarea (presiunea) specifică a capului de lucru al frezei, pe cm²;
A — suprafața secțiunii de lucru a frezei, în cm²;
K — coeficient ce caracterizează deschiderea ferestrei colectoare la baza frezei; $K = 0{,}8$ pentru deschiderea de 1/5 din perimetrul frezei.

Viteza de rotire a garniturii. În primele 10—15 min, timp în care s-a stabilit echilibrul alicelor pe talpă, în interiorul frezei și în spațiul inelar dintre freză și peretele găurii de sondă, viteza circulară a frezei a fost de 0,5 m/s (viteza I-a), după care s-a mărit viteza periferică la 0,95 m/s (viteza a II-a la granic).

Alimentarea alicelor s-a făcut prin metoda integrală, adică pentru toată durata marșului. Alicele în prealabil nu au fost supuse tratamentului termic. Cantitatea dozei de alice necesară este dată de formula

$$C = D.K.$$

unde:

C este cantitatea de alice necesară unui marș de 1,20—1,50 m, în kg;
D — diametrul găurii, în cm;
K — coeficient care variază de la 0,14—0,20 pentru rocile de categoria 4 și 5 și de la 0,20—0,25 pentru rocile de categoria 6.

Alicele de oțel și materialul de împănat au fost introduse pe talpă prin prăjini, printr-un orificiu de 2", prevăzut cu un dop în luleaua capului hidraulic.

Deoarece în timpul forajului alicele de oțel nu se sparg ca cele de fontă ci se uzează sub formă de strate foarte subțiri și sînt cu ușurință transportate la suprafață de circuitul de noroi împreună cu detritusul, nu s-a întrebuințat tubul de sedimentare.

În lipsa prăjinilor grele, apăsarea pe talpă s-a făcut numai din greutatea garniturii de prăjini.

Scopul final al carotajului mecanic fiind recuperarea probei, este necesar să ne oprim puțin asupra modului de împănare a probei. Materialul de împănare este format din bucăți sparte de cremene, de diferite dimensiuni. Diametrul cel mai mic este egal cu 1,5 D și cel mai mare egal cu 2,5 D, unde D este diametrul maxim al alicelor. Pentru a se face o împănare bună, înainte trebuie aruncate pietricelele mici și apoi cele mari. Greutatea materialului de împănare este de cca. 1,5—2 kg pentru un marș.

Pentru a se asigura o împănare sigură, se face o presiune cu pompa pînă la 25—30 at. După aceea se rotește garnitura de 8—10 ori și astfel proba se rupe. Se constată dacă proba s-a rupt sau nu prin ridicarea de pe talpă la 1/2 din lungimea marșului efectuat și rotirea garniturii la 180 grade. Apoi se lasă ușor garnitura pe talpă și se urmărește cu atenție, după indicațiile drillometrului, local unde proba s-a rupt sau nu. În cazul cînd se constată că proba nu este ruptă, se repetă operația de împănare.

Împănarea în acest fel la probele carotate cu alice este mult mai sigură decît la probele carotate cu widia, deoarece suprafața cilindrului de probă este aproape netedă în cazul widiei, iar în cazul alicelor suprafața prezintă rizuri circulare adînci de 3—4 mm.

Extragerea garniturii după împănare se face cu atenție, fără zdruncinături, pentru a se evita pierderea probei în timpul extragerii.

Marșurile de experimentare au fost efectuate la două sonde cu găurile forate de 298 mm diametru.

În diagrama din fig. 2 este arătată variația vitezei mecanice de înaintare pe timpul marșului.

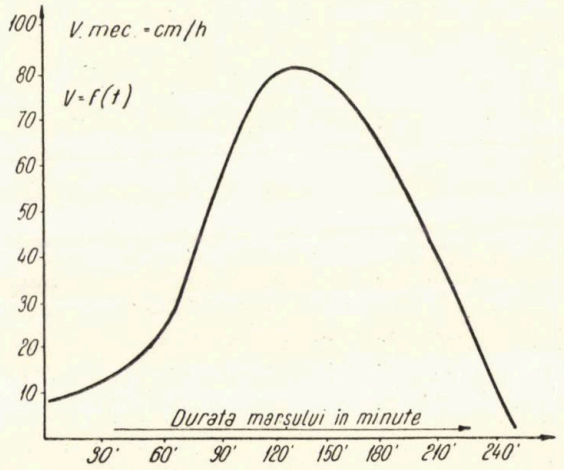


Fig. 2.

După cum se vede din diagramă, viteza maximă (0,80 m/h) a fost atinsă la sfîrșitul orei a doua de la începutul marșului.

După atingerea maximului, viteza scade aproape în linie dreaptă.

Proba extrasă este formată din calcare silicioase, pe alocuri marnoase, cu intercalații și incluziuni de silex.

Tabela 1

Instrumentul tăietor	Viteza mecanică, m/h	Recuperajul, în %	Consumul pe metrul liniar, carotat și forat de sape, widia, alice.	Mărirea productivității muncii
Sapă cu role, Ø 298 mm	0,10	—	0,75 buc.	100%
Freză încărcată cu spărt. de widia	0,09	75—80	1,00 kg	90%
Alice de oțel	0,22	70	4,00 kg	220%

Pentru a scoate în evidenţă avantajele forajului cu alice de oţel, în tabela 1 se dau datele de foraj comparative obţinute la aceleaşi sonde, în aceleaşi formaţiuni litologice, cu diferite instrumente tăietoare.

Ţinînd seamă de preţurile oficiale ale sapelor cu role şi capetelor de carotieră cu role, precum şi de ale aliajului dur, forajul cu alice prezintă un procedeu de foraj foarte ieftin (pentru stadiul experimentării, preţul unui kilogram de alice tăiate manual a fost de 40 lei/kg).

Deoarece şi productivitatea forajului creşte de aproape 2 ori, consider necesară introducerea pe scară largă a carotajului cu alice la sonde, pe intervalele cu formaţiuni de roci tari şi foarte tari.

Din punct de vedere tehnologic, forajul cu alice nu prezintă mari complicaţii în comparaţie cu celelalte instrumente tăietoare întrebuinţate în foraj. Brigada de foraj trebuie instruită cu răbdare asupra felului just în care trebuie aplicată această metodă de foraj cu alice de oţel la explorările de cărbune cu sonde.

★

In încheiere, putem conclude că forajul cu alice de oţel la sonde (şi sondeze, dacă este cazul) în roci tari şi foarte tari, este o metodă foarte ieftină şi permite să se realizeze viteze de înaintare mai mari şi deci să se micşoreze durata de detectare şi explorare a zăcămintelor de cărbuni cocsificabili.

Cronică

Scurtă privire statistică asupra învăţămîntului profesional minier

Dezvoltarea industriei miniere în primul cincinal a atras după sine dezvoltarea învăţămîntului minier de toate profilurile.

In învăţămîntul de calificare de scurtă durată, în învăţămîntul mediu şi profesional şi în învăţămîntul superior, au fost cuprinşi un mare număr de elevi şi studenţi, care pe măsură ce au absolvit au contribuit efectiv la creşterea producţiei, la organizarea raţională a lucrărilor miniere şi la dezvoltarea mecanizării procesului de producţie.

Pregătirea elevilor şi studenţilor minieri a fost însoţită de o serie de măsuri, care au concurat la asigurarea unor condiţii bune privind posibilităţile de specializare şi însuşire a disciplinelor predate.

Realizări demne de relevat sînt, de pildă, construcţia şi dotarea Institutului de Mine „Gh. Gheorghiu-Dej-Petroşani, construcţia şi dotarea Grupului Şcolar Minier Lupeni, construcţia Grupului Şcolar Minier Filipeşti, construcţia Grupului Şcolar Minier Baia Mare etc.

In majoritatea şcolilor profesionale de ucenici, şcolilor tehnice şi tehnice de maiştri au fost amenajate laboratoare şi cabinete tehnice, ateliere şcoală şi biblioteci. Aceste realizări reprezintă, fără îndoială, un factor pozitiv al dezvoltării învăţămîntului minier. Datorită acestora, înseşi cadrele didactice angrenate în profilul şcolilor profesionale din sectorul minier au avut şi au posibilitatea să-şi dezvolte activitatea didactică în mod creator.

In sumarul articol de faţă, ne vom ocupa deocamdată de învăţămîntul profesional, cu prilejul căruia vom analiza cîteva aspecte statistice ale dezvoltării acestei forme de învăţămînt.

Anul 1955 înregistrează o cotitură în domeniul învăţămîntului profesional în general, respectiv în domeniul învăţămîntului minier.

Hotărîrea Consiliului de Miniştri nr. 91/1955 (republicată şi completată în Hotărîrea 1434/1956) a dat linia şi orientarea şcolilor profesionale, scopul şi necesitatea lor în economia noastră naţională.

Ministerul Minelor, orientîndu-se după sarcinile trasate în hotărîrea amintită mai sus, a imprimat începînd cu anul 1955 o linie de dezvoltare a şcolilor profesionale, nu numai în ceea ce priveşte organizarea şi dotarea acestora, dar şi în ceea ce priveşte şcolarizarea. In acest sens, au fost recrutaţi un număr mare de elevi în raport direct cu nevoile actuale şi viitoare ale producţiei.

Fig. 1

Şcolarizarea s-a făcut şi în corelaţie cu posibilităţile de cazare, care s-au concretizat în lărgirea spaţiului de locuit, atît în cămine, cît şi în sălile de clasă.

In fig. 1 se poate urmări evoluţia şcolarizării în ultimii trei ani şcolari. Cifrele din grafic sînt calculate faţă de anul 1955, pe care îl considerăm an de bază. Luarea în considerare a anului şcolar 1955 ca an de bază nu s-a făcut întîmplător. Aşa cum s-a mai sub-

liniat, din acest an şcolar, datorită hotărîrilor legate de dezvoltarea învăţămîntului profesional, învăţămîntul profesional minier a trecut pe un nou făgaş. Acest lucru s-a răsfrînt atît asupra procesului de învăţămînt, cît şi asupra organizării acestuia sub aspect didactic şi administrativ.

Incepînd cu anul 1955 s-au făcut o serie de investiţii în vederea dezvoltării capacităţii de şcolarizare şi în vederea reamenajării localurilor şcolilor respective. Astfel, volumul investiţiilor numai în anul şcolar 1956 a crescut faţă de 1955 cu 38%, iar cheltuielile bugetare de întreţinerea şcolilor au crescut cu peste 18%.

Reamenajarea localurilor de şcoală şi a celor de cazare au dat posibilitatea elevilor ucenici să-şi însuşească în condiţii bune atît cunoştinţele teoretice, cît şi cele practice.

Este evident că aceste realizări, alături de o serie de măsuri luate în această perioadă pe linia creşterii alocaţiei de hrană şi a echipamentului, au constituit

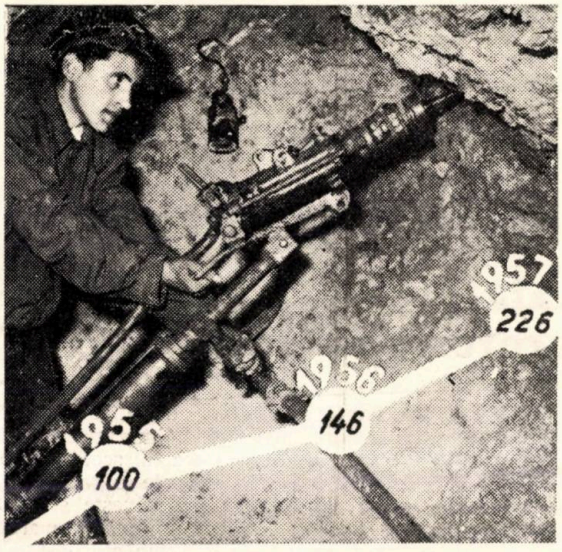


Fig. 2.

întărirea bazei materiale a şcolilor. Datorită acestor condiţii, numărul corigenţilor a scăzut simţitor, mai ales al celor din ultimul an. Astfel, numărul absolvenţilor care au primit diploma de muncitor calificat, luat în comparaţie cu proporţionalitatea şcolarizării anuale, a crescut cu mult în anul şcolar 1956—1957 faţă de anul 1955 (fig. 2).

★

In şcolile profesionale de ucenici din cadrul Ministerului Minelor problemele teoretice sînt traduse în viaţa practică, prin legarea activităţii profesionale a elevilor de procesul de producţie respectiv.

In afara meseriilor specifice, ca: cea de minier, electromecanică de mină, mecanică de mină şi preparator minereuri, în aceste şcoli se mai pregătesc pentru industria minieră lăcătuşi mecanici, strungari, electricieni, instalatori, sudori, forjari, turnători.

Deşi meseriile nespecifice industriei noastre, enumerate, sînt în număr destul de mare, numărul elevilor şcolarizaţi pentru meserii specifice este mai mare, ceea ce denotă preocupare pentru cadre de muncitori calificaţi necesari procesului de producţie efectiv (fig. 3).

Indiferent, însă, de specificul meseriei, problemelor practice li se acordă — alături bineînţeles de cele teoretice — un interes deosebit.

Sub îndrumarea cadrelor de specialitate, viitorii muncitori calificaţi primesc îndrumări metodice în vederea însuşirii temelor practice, a familiarizării cu procesul tehnologic, precum şi cu aparatura specifică procesului respectiv. Primele noţiuni practice se predau în atelierele şcoală. Pe măsura avansării activităţii de învăţămînt teoretic se trece la aplicaţii practice complexe. Astfel, se procedează la trecerea la practică în brigăzi la subteran şi în atelierele centrale pentru ucenicii din anii mai avansaţi. Elevii dovedesc că îndrăgesc activitatea practică prin atitudinea care o comportă faţă de anumite lucrări de suprafaţă şi subteran.

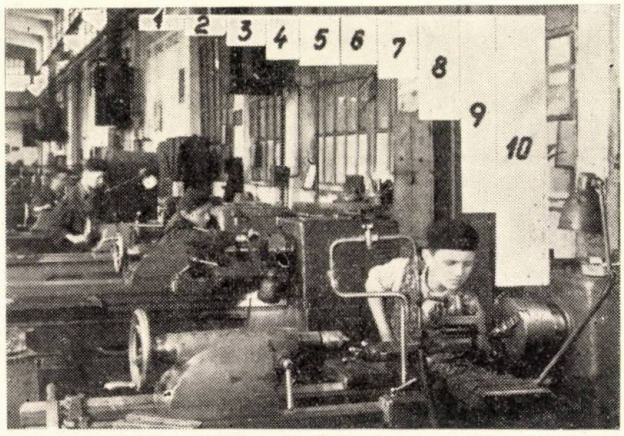


Fig. 3

Structura elevilor pe meserii în anul şcolar 1956/1957

1. Sudori	—1,4%	6. Preparatori minereuri	— 5,2%
2. Turnători	—1,7%	7 Strungari	— 7,4%
3. Electricieni instalatori	— 3,5%	8. Mineri	—12,9%
4. Dulgheri	—5,0%	9. Electricieni de mină	—24,2%
5. Lăcătuşi mecanici	—5,2%	10. Mecanici de mină	—33,0%

Exemple elocvente sînt nenumărate. In acest sens, relevăm activitatea elevilor de la Grupul Şcolar Minier Petroşani care fac practică la U.R.U.M.P. şi a elevilor de la Grupul Şcolar Minier Comăneşti care au adus serioase contribuţii la repararea unor utilaje miniere din subteran.

Dar expresia generală a activităţii practice s-a concretizat în recenta expoziţie a şcolilor profesionale amenajată în cadrul ministerului nostru; obiectele expuse au vădit o serioasă calificare a celor ce se pregătesc în şcolile profesionale. Piesele au fost unanim apreciate.

★

Industria minieră are nevoie de tot mai mulţi specialişti şi muncitori calificaţi. Calificarea făcută prin şcolile profesionale este în primă analiză un pas spre specializare, spre noi forme de învăţămînt cu nivel mai ridicat.

In felul acesta, absolvenţii şcolilor profesionale, după un stagiu de producţie, îşi pot continua studiile în şcolile tehnice de maiştri, iar mai tîrziu în institutele de învăţămînt superior.

Specializarea lor însă nu poate deveni reală, decît în situaţia în care se acomodează cu specificul productiei, în baza cunoştintelor acumulate în decursul anilor de învăţămînt profesional.

La rîndul lor perspectivele învăţămîntului profesional minier sînt indisolubil legate de nevoile de muncitori calificaţi, pentru industria minieră, pentru productia ei în plină dezvoltare. Sarcinile ce-i revin în cadrul celui de-al doilea plan cincinal confirmă acest lucru. Şi din acest punct de vedere şcolarizarea în cursul anilor celui de-al doilea cincinal va creşte neîncetat, şcolile profesionale avînd menirea să contribuie prin absolvenţii săi la îndeplinirea sarcinilor ce-i revin industriei miniere.

I. Teich

Evacuarea apelor la săparea și adîncirea puțurilor cu aerliftul

Ing. Mircea I. Popovici

O dificultate importantă în săparea puțurilor — în special cînd acestea sînt nevoite să străbată zone de marne, nisipuri și borchișuri — o constituie evacuarea apelor. Apele, care în majoritatea cazurilor provin din infiltrații și cîte o dată din pînze subterane importante, uneori purtătoare de nisipuri, nu au debite prea mari. De cele mai multe ori aceste debite variază între 100 și 800 l/min. Totuși, datorită particulelor de rocă — în majoritate nisipuri fine — pe care le poartă în suspensie, creează dificultăți așa de mari evacuării lor cu ajutorul pompelor centrifugale, încît în unele cazuri utilizarea acestora a devenit imposibilă și lucrări destul de urgente de deschideri au fost sistate timp îndelungat și cîte o dată oprite definitiv.

Incercările de utilizare a pompelor cu piston au dat rezultate numai în cazurile cînd debitul apelor a fost neînsemnat — pînă la 100 l/min. In celelalte cazuri, gabaritele pompelor cu piston cu debite mai mari nu au permis introducerea lor în puțuri, deci s-au dovedit a fi neutilizabile.

O rezolvare a acestei probleme arzătoare este utilizarea aerului comprimat la evacuarea apelor purtătoare de particule de rocă în suspensie și încercările făcute la I. M. Cîmpulung în acest sens au dat rezultate mai mult decît satisfăcătoare. Dispozitivele care folosesc aerul comprimat la evacuarea apelor se numesc aerlifturi.

Principiul și funcționarea aerliftului

Principiul de funcționare a aerliftului se bazează pe crearea unei greutăți specifice mai mici a apei din coloana de refulare, comparată cu greutatea specifică a apei din puț, prin injectarea aerului comprimat la baza coloanei de refulare. Aerul comprimat, care vine de la compresor, este condus către capătul inferior al conductei de refulare prin coloana *b* (fig. 1), după ce a trecut printr-un robinet care-i reglează debitul și presiunea. Emulsia se creează în camera de amestec *c*, care se află la partea inferioară a coloanei de refulare și care se recomandă a avea un diametru mai mare decît diametrul conductei de refulare. Datorită presiunii coloanei *h* de apă, sub care trebuie să se găsească camera de amestec și a forței ascensionale a bulelor de aer, emulsia se ridică în coloana ascensională *a*.

In ceea ce privește alimentarea cu aer, aceasta se poate face în două moduri: alimentare printr-o serie de orificii mici practicate la capătul conductei de aer care intră în camera de amestec, în care caz se obține un amestec uniform aer-apă și alimentarea prin orificiul larg din capul conductei de aer din camera de amestec, în care caz aerul ridicîndu-se sub forma unor bule separate împinge lichidul ca un fel de piston. In acest din urmă caz se recomandă, totuși, ca conducta de aer să fie introdusă în așa fel, încît sensul de suflat aerul să fie în sensul curentului ascensional, altfel dînd naștere la un curent de apă discontinuu.

Pentru a putea utiliza aerliftul la săparea puțurilor, este necesar ca în prealabil să se foreze o gaură de sondă în profilul puțului; aceasta pentru captarea apelor din frontul de lucru și, în același timp, pentru a obține înălțimea de submergență necesară aerliftului. Diametrul găurii de sondă trebuie să fie de 150—500 mm, în funcție de diametrul coloanei ascensionale și al conductei de aer. Adîncimea găurii trebuie să fie 1/3—1/4 mai mare decît adîncimea totală la care trebuie să se sape puțul. Gaura de sondă se tubează cu burlane — *d* — și se cimentează, pentru a feri pereții găurii să se surpe pe de o parte, iar pe de altă parte pentru a izola frontul de lucru de erupțiile de ape și borchișuri pe care eventual le-ar oferi stratele străbătute de sondă. Totodată, tubarea este necesară pentru a feri stratele puțin stabile să fie supuse acțiunii de antrenare a particulelor conținute în acestea de către aerlift; prin aceasta se înlătură crearea de goluri periculoase construcției puțului, ca urmare a acțiunii aerliftului asupra acestor strate. La înălțimea frontului de lucru, capul superior al tubingului este prevăzut cu un tub perforat *e*, care protejează coloana de refulare și aer contra exploziilor din împușcare, dă posibilitatea apelor din frontul de lucru să se scurgă în gaura de sondă și, în același timp, împiedică căderea în gaura de sondă a bucăților mari de rocă care n-ar putea fi antrenate de curentul ascensional și cu timpul ar înfunda gaura

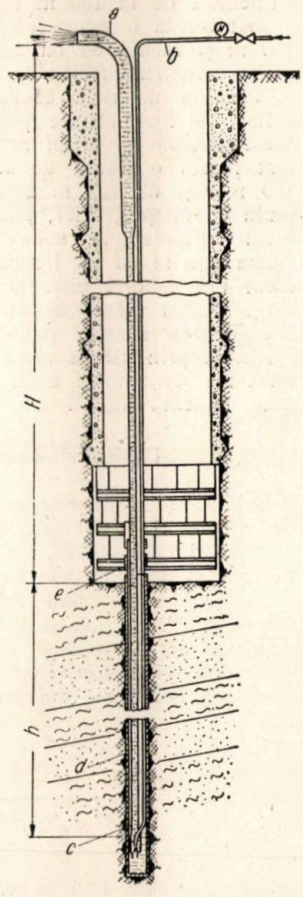


Fig. 1.

de sondă, împiedicînd astfel cufundarea în adîncime a aerliftului.

Aerliftul prezintă următoarele avantaje: construcţie foarte simplă, lipsa părţilor în mişcare care sînt cauza deselor defectări şi a uzurii mari a pompelor centrifugale, lipsa vanelor, gabaritul redus, o deservire foarte uşoară şi proprietatea de a pompa ape cu şlam, nisip şi chiar bucăţi mari de rocă.

Totuşi, prezintă dezavantajul unui randament scăzut 0,2—0,4 şi un consum însemnat de aer comprimat.

Aerliftul a fost utilizat cu succes în Ural la refacerea minelor de cupru, unde se ridica apa la 70 m înălţime cu un debit de 150 m³/h; de asemenea a fost deş utilizat la refacerea minelor din Donbass, unde la una din mine în timp de 10 luni s-au evacuat cca. 2 milioane m³ de apă. Instalaţiile lucrau 19—20 ore pe zi cu un coeficient de scufundare de 27,7—49,5%, la o adîncime de scufundare de 42—58 m; debitul instalaţiei era de 494—1170 m³/h, consumul de aer comprimat fiind de 6,28—14,6 m³ aer/m³ apă, cu un randament de 0,20—0,23.

Trebuie de asemenea să remarcăm reuşita aplicare a aerliftului la mina Lana din Cehoslovacia la săparea unui puţ de 5,75 m diametru, prin roci acvifere pe adîncimea de la 100 m la 175 m. De la talpa puţului a fost forată o gaură de sondă pînă la adîncimea de 250 m şi tubată cu burlane perforate de 525 mm diametru. Aerliftul ridica la suprafaţă împreună cu apa şi bucăţile de rocă căzute în gaura de sondă. Tot astfel au fost săpate puţurile Walzum I şi II din Westfalia, la un aflux al apei de 131 m³/h. Iniţial a fost forată o gaură de sondă cu diametrul de 300—400 mm şi de 100 m adîncime, care apoi a fost umplută cu nisip grosier, pînă la 30 m de la talpă. Aerliftul cufundat în sondă la o adîncime de 30 m ridica apa la 60 m. Pe măsura înaintării puţului, aerliftul era coborît pînă la adîncimea necesară, nisipul fiind aspirat direct de aerlift.

Utilizarea acestei metode de epuizare a apelor s-a justificat prin viteza mare de înaintare şi s-a dovedit mult mai economică decît înaintarea cu pompe suspendate, aplicată iniţial.

Debitul şi randamentul aerliftului

Debitul şi randamentul aerliftului sînt în funcţie de diametrul conductei, de adîncimea de scufundare a camerei de amestec, de cantitatea de aer comprimat necesar şi de înălţimea de ridicare a apei.

Pe baza cercetărilor analitice şi experimentale executate de V. S. Pak şi V. G. Gheier, aceştia au dedus ecuaţiile care stabilesc relaţiile între diferiţii factori care determină funcţionarea aerliftului. Pentru determinarea debitului pompei ei dau următoarea formulă:

$$Q = 0{,}125\, D^{2{,}5} \sqrt{\frac{h\ (k-1)\left(\frac{1}{\alpha}-1\right)}{\left(k q_{min}+1\right)^2 \frac{d^5}{D_\alpha^4} + 0{,}022\,\frac{h}{\alpha}\left[1+k\left(\frac{1}{\alpha}-1\right)\right]^2}}\ \text{m}^3/\text{h}$$

în care: Q este debitul aerliftului, în m³/h;

h — adîncimea de scufundare a camerei de amestec, în m;

H — înălţimea de ridicare a apei pînă la locul de deversare a acesteia din conducta de refulare, în m;

$\frac{h}{h+H}$ — adîncimea relativă de scufundare exprimată procentual, a cărei valoare maximă corespunde valorilor minime ale lui H;

d — diametrul mediu al conductei de refulare, în m;

Da — diametrul capătului superior al conductei de refulare, în m;

q_{min} — valoarea minimă a consumului specific de aer comprimat, adică debitul de aer la 1 m³ de apă, pentru care amestecul se ridică pînă la capătul superior al conductei de refulare, însă apa de abia începe să deverseze.

$$q_{min} = \frac{H}{23 \lg\left(\frac{h}{1}+1\right)};\quad K = \frac{q}{q_{min}}$$

în care: K este consumul specific de aer pentru refularea apei, m³/m³.

Formula debitului pompei se prezintă şi sub forma:

$$Q = C \cdot D^{2,5}$$

în care C, coeficientul de debit, are valoarea:

$$C = 0{,}125 \sqrt{\frac{h\ (k-1)\left(\frac{1}{\alpha}-1\right)}{\left(k q_{min}+1\right)^2 \frac{d^5}{D_\alpha^4} + 0{,}022\,\frac{h}{\alpha}\left[1+k\left(\frac{1}{\alpha}-1\right)\right]^2}}$$

Valoarea lui poate fi considerată constantă pentru conducte de diametre diferite, la diferite valori ale adîncimii relative de scufundare, ale adîncimii de scufundare H, consumului specific q şi ale raportului $\frac{de}{dm}$ dintre diametrul de ieşire şi diametrul mediu al conductei.

Din ecuaţia debitului Q, considerînd pe Q ca o funcţie a debitului de aer q, se constată că la o anumită valoare a lui K, debitul pompei atinge valoarea maximă, după care la o creştere a debitului de aer, debitul instalaţiei nu mai creşte, ci se micşorează. Valoarea K_0 corespunzătoarea valorii maxime a lui C se obţine prin transformările în ecuaţia acesteia, ajungîndu-se la ecuaţia:

$$K_0 = 1 + \sqrt{\frac{10\ q_{min} + \frac{k}{\alpha}\left(\frac{2}{\alpha}-1\right)+5}{50^2\, q_{min}\,\frac{d^5}{D_\alpha^4} + \frac{k}{\alpha}\left(\frac{1}{\alpha}-1\right)^2}}$$

cu ajutorul căreia se poate determina debitul optim de aer necesar să fie introdus în instalaţie pentru ca să se obţină debitul ei maxim.

Presiunea suplimentară a aerului comprimat şi a amestecului

Suprapresiunea pe care trebuie s-o creeze compresorul pentru a da posibilitate aerului să pătrundă în camera de amestec este în funcţie de adîncimea de scufundare şi se determină cu ajutorul formulei:

$$p_c = \frac{k}{10} + \Delta p$$

în care: p_c — este presiunea suplimentară la compresor, kg/cm²;

h — adîncimea de scufundare a camerei de amestec, m. col. apă;

Δp — pierderile de presiune în conducta de aer de la compresor pînă la camera de amestec.

Presiunea emulsiei, în interiorul conductei de refulare, variază direct proporţional cu înălţimea de refulare. Pe baza acestui fapt se poate construi epura presiunii suplimentare pe pereţii interiori ai conductei de refulare (fig. 2).

Asupra părţii din conductă introdusă în apă acţionează presiunea exterioară a apei, care variază liniar.

Prin adunare se obține epura suprapresiunii pe peretele interior al conductei și este reprezentată de triunghiul *ABC*, valorii maxime a acesteia corespunzîndu-i înălțimea triunghiului și se află la nivelul oglinzii apei.

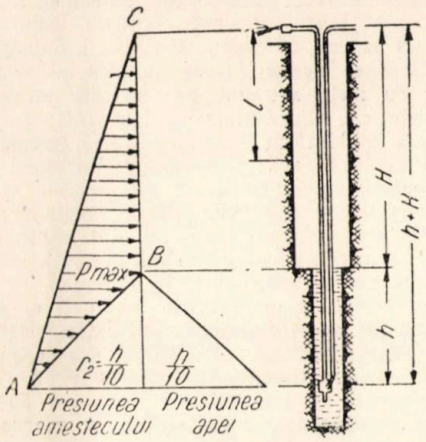


Fig. 2

Presiunea maximă va fi :

$$p_{max} = \frac{h}{10}(1 - \alpha)$$

Din relațiile de mai sus, rezultă că suprapresiunea maximă în conducta de refulare este determinată numai de înălțimile de scufundare a camerei de amestec — cea absolută și relativă — și nu depinde de înălțimea de refulare.

Diametrul conductei de refulare

Pentru calculul diametrului d al conductei de refulare, este necesar să se cunoască viteza de circulație a emulsiei c, care este mai mare decît viteza corespunzătoare a apei evacuate, dar mai mică decît cea a aerului și de obicei se acceptă valori cuprinse în limitele 3—5 m/s.

Pe măsură ce emulsia se ridică pe conducta de refulare, volumul său specific crește datorită dilatării aerului :

$$V_e : V_a + V_z$$

în care : V_z este volumul aerului la înălțimea z și $V_z = V_{aer}\frac{pa}{pz}$;

V_e — volumul emulsiei ;
V_{aer} — volumul aerului la presiunea atmosferică;
p_z — presiunea în secțiune la înălțimea z ;
p_a — presiunea atmosferică ;
V_a — volumul de apă ce se evacuează.

In funcție de volumul ce se refulează se determină viteza de circulație C_d și apoi suprafața secțiunii transversale a conductei de refulare prin formula :

$$f = \frac{100\ Q}{\alpha \cdot c_a}, \text{ în m}^3$$

din care apoi se determină diametrul d.

Datorită măririi volumului ce se refulează, la capătul superior al conductei de refulare viteza de circulație atinge valori foarte mari, viteze care determină o micșorare simțitoare a randamentului și a debitului aerliftului. Pentru înlăturarea acestui neajuns, se reco-

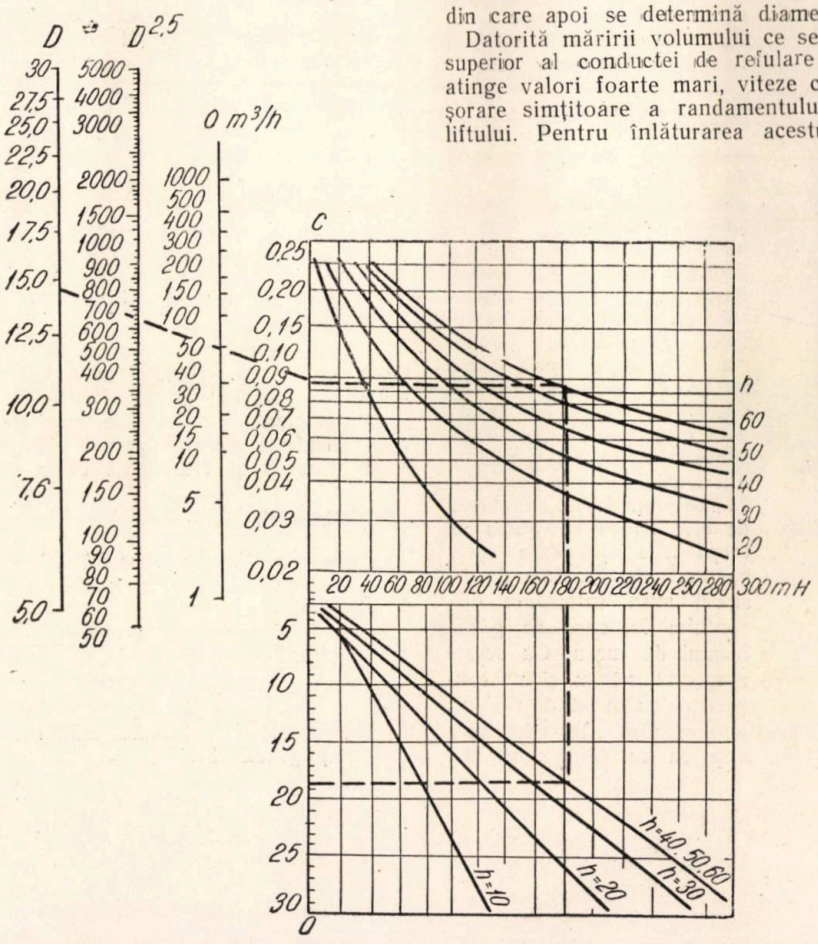


Fig. 3.

mandă ca la adîncimi care depăşesc 20 m, viteza de circulaţie a emulsiei să nu depăşească la capătul superior al conductei de refulare cu mai mult de o dată şi jumătate viteza din camera de amestec. Aceasta, practic, se poate obţine prin mărirea suprafeţei secţiunii orificiului de deversare de cel puţin 3 ori secţiunea conductei în camera de amestec. Incercările făcute în acest sens au dovedit că se obţine o majorare importantă a debitului şi randamentului instalaţiei.

Pe baza formulelor de mai sus, precum şi a curbelor caracteristice ale aerliftului, s-a întocmit nomograma pentru determinarea parametrilor principali ai instalaţiei (fig. 3). Folosirea acesteia creează posibilitatea determinării cu multă uşurinţă a parametrilor. Spre exemplu: dîndu-se debitul necesar instalaţiei de $Q = 50$ m³/h, înălţimea de refulare $H = 180$ m şi adîncimea de scufundare $h = 60$ m, se procedează astfel: plecînd de la abscisa părţii superioare a nomogramei care indică înălţimea de refulare la 180 m, se ridică o dreaptă pînă întîlneşte curba adîncimii de scufundare corespunzătoare lui $h = 60$, apoi cu o dreaptă orizontală determinăm pe $C = 0{,}1$; unind acest punct cu scala corespunzătoare debitelor la $Q = 50$, se obţine corespondentul lui $D^{2,5}$ şi apoi pe $D = 14$—— 14,5 cm. Plecînd tot de la scala adîncimilor de refulare în jos, se întîlneşte curba adîncimilor de scufundare, punct care cu ajutorul unei drepte orizontale determină debitul de aer.

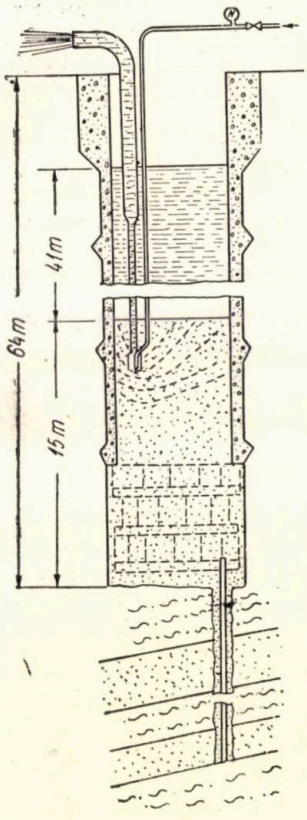


Fig. 4

Incercările făcute la exploatarea minieră Cîmpulung la unul din puţurile în săpare au verificat concordanţa între cifrele principalilor parametri stabiliţi teoretic cu ajutorul ecuaţiilor de mai sus şi al valorilor reale obţinute.

Puţul care era în săpare trebuia să străbată o serie de pachete de marne, argile, nisipuri uscate, pietrişuri şi borchişuri. Acestea au fost date de profilul geologic stabilit în cursul lucrărilor de forare a găurilor de sondă pentru explorare. Amplasarea puţului s-a făcut astfel, încît gaura sondei de explorare să fie cuprinsă în secţiunea de săpare a puţului. Gaura de sondă n-a fost nici tubată şi nici cimentată, din care cauză începînd de la adîncimea de cca. 20 m ea putea să erupă fără presiune apele conţinute în stratele de nisipuri mult inferioare orizontului la care se găsea frontul de lucru. Cu aceste ape, care aveau şi un conţinut neînsemnat de nisipuri fine, s-a continuat săparea puţului pînă la adîncimea de 64 m, cînd acestea au erupt cu un debit mult mai mare şi în acelaşi timp cu un conţinut foarte mare de borchiş. Pompele centrifuge în funcţiune, şi apoi şi cele de rezervă, au cedat borchişului pe care trebuiau să-l evacueze şi s-au defectat. Apele au umplut puţul săpat pînă la adîncimea de 8 m de la suprafaţă cînd şi-au micşorat simţitor debitul ajungînd numai la cca. 60 l/min. Cercetînd fundul puţului s-a constatat că acesta fusese umplut pe o înălţime de 15 m cu nisip antrenat de ape din stratele inferioare, nisip cu o granulaţie foarte fină. In această situaţie s-a stabilit un echilibru între greutatea coloanei de nisip şi apă şi presiunea stratului acvifer, aceasta nemairidicîndu-se decît cu debitul apelor de infiltraţie de la suprafaţă. Incercările făcute cu pompele centrifugale de a evacua apa au dat rezultate pozitive pînă în momentul cînd sorbul acestora se apropia de nisip, pe care absorbindu-l, le defectau. In această situaţie au început să se execute încercări de evacuare cu ajutorul aerului comprimat. Situaţia existentă la începerea experimentării aerliftului era cea arătată în fig. 4. Capătul inferior al conductei de refulare, inclusiv camera de amestec, s-a înfundat 50—60 cm în nisip. Prin funcţionarea instalaţiei, se evacua o dată cu apa şi nisipul, formînd un amestec gros, noroios. Pe măsură ce apa se curăţa de conţinutul noroios, se afunda întreaga coloană în nisip încă cu 20—30 cm. Măsurătorile executate au dovedit că evacuarea nisipului se făcea sub forma unei pîlnii al cărei vîrf se găsea la capătul coloanei de refulare şi care se lărgea spre pereţii puţului, aşa cum este arătat cu linii punctate în fig. 4.

Rezultatele obţinute în cursul experimentării au fost culese şi sînt sintetizate în tabela alăturată. Trebuie să adăugăm că datele cuprinse în tablă sînt culese în cursul unei singure experimentări care a durat 6 ore şi 25 minute, în timpul căreia s-au evacuat cca. 220 m³ de amestec apă-nisip, ceea ce reprezintă un debit mediu de 34 m³/h. Nisipul a scăzut de la 15 la 11 m, adică s-au evacuat 4 m cu un volum de 52 m³ de nisip din totalul de 220 m³, deci amestecul evacuat era format din 23,5% nisip şi 76,5% apă.

Menţinînd presiunea constantă, pe măsură ce subpresiunea scade de la $h = 32{,}50$ m la $h = 21{,}90$ m, debitul a scăzut de la 43,1 m³/h la 10,47 m³/h.

Experimentarea făcută a dovedit că săparea puţurilor verticale, care trec prin nisipuri acvifere, se poate executa cu rezultate sigure, cu viteze destul de mari de săpare şi mult mai comod prin evacuarea apelor cu aerlift, nemaifiind necesară instrumentarea care se face la coborîrea şi ridicarea pompelor centrifugale. Considerăm că în viitorul apropiat această metodă se poate generaliza, rezolvîndu-se una din greutăţile care au determinat pînă în prezent înaintări miniere la astfel de lucruri şi cîte odată chiar sistarea lor.

Bibliografie

Feodorov S. A.: Lucrări miniere principale, Editura Tehnică, 1953, pag. 128—130.

Pak V. S. şi *Gheier V. G.:* Instalaţii miniere de aeraj şi de evacuare a apelor — Editura Tehnică, 1954, pag. 379—384.

* * *: Manualul inginerului de mine, Vol. V, sect. XXVIII, pag. 57—62. Editura Tehnică, 1956.

Kiselev V. I.: Mecanica minieră, Editura Tehnică, 1955, pag. 82—84.

Comunicări ale Institutului de Cercetări Miniere

Încercări de susținere ancorată la unele mine din R.P.R.

Ing. V. Opriș

I. *Principiul de lucru al ancorelor*

Din tipurile de susținere minieră, ancorajul este unul din cele mai recente: literatura arată că acest tip s-a folosit prima oară în anul 1912 la una din minele din Silezia Superioară. De atunci s-au făcut încercări, care au condus la înlocuirea susținerii obișnuite, cu susținerea ancorată, peste tot unde condițiile de zăcămînt au permis acest lucru: lucrări de deschidere, pregătire și abataje.

Față de susținerile obișnuite, principiul susținerii ancorate este cu totul nou.

In acoperișul sau culcușul unui strat în exploatare, în jurul golurilor nesusținute sau susținute cu susținere elastică, iau naștere din cauza încovoierii pachetului de strate, eforturi tangențiale, care desprind bancuri de rocă după planele de stratificație.

Sub denumirea de „ancorare" a acoperișului sau culcușului se înțelege legarea între ele a bancurilor separate care alcătuiesc rocile din acoperiș sau culcuș.

Practic, împiedicarea rocilor de a se desprinde se realizează cu ajutorul unor buloane de ancorare metalice, avînd un capăt ce se încastrează în rocă printr-un dispozitiv oarecare de prindere, iar la celălalt capăt, la nivelul acoperișului sau culcușului, bulonul are un filet, o plăcuță metalică și o piuliță.

In cazul acoperișurilor slabe, susținerea ancorată se întărește cu elemente asemănătoare grinzilor de la susținerea obișnuită.

In principal, ancorele nu au rolul de suspendare a rocilor slabe de una mai tare din tavanul lucrării miniere, ci au numai un rol de mărire a coeziunii rocilor, chiar dacă prin ancorare se realizează și o suspendare.

II. *Condiții de aplicare a susținerii ancorate*

Susținerea ancorată se poate aplica în orice lucrare minieră al cărei acoperiș sau culcuș este format din pachete de strate subțiri sau roci și depuneri de substanțe minerale utile cu aspect șistos sau care prezintă fenomenul desprinderii în plăci.

Pentru realizarea unei susțineri ancorate corecte este necesară satisfacerea următoarei condiții de bază: capătul ancorei ce se încastrează în rocă printr-un dispozitiv oarecare de prindere trebuie să se găsească într-o fișie cît de redusă de rocă tare, necesară pentru a putea executa înțepenirea ancorei.

Condiții optime de aplicare a ancorelor sînt în excavațiile miniere cu înălțimi cuprinse între 1,5—5 m, deoarece se pot folosi cărucioare speciale pentru dat găuri și pentru fixarea ancorelor; acestea pot avea lungimi destul de mari și pot ajunge pînă la o rocă tare.

Inlocuirea mai mică sau mai mare a stratului nu împiedică folosirea susținerii ancorate; din contra, în cazul înclinării mari, alunecările și toate deranjamentele ce ar putea avea loc în acoperișul sau culcușul stratului sînt oprite de buloanele de ancorare.

Susținerea ancorată se folosește astăzi atît în lucrările de deschidere și pregătire, cît și în abatajele cu front lung cu rambleu, în abatajele cu stîlpi etc.; nu se poate aplica în fronturile de abataj ale stratelor subțiri, deoarece nu se pot perfora găurile și nici nu se pot introduce ancorele din cauza spațiului redus.

De asemenea, în abatajele în care exploatarea produce mișcări mari de roci, susținerea ancorată nu se poate aplica. Astfel, în fronturile lungi fără rambleiere, nu are aplicabilitate din cauza mișcărilor mari care au loc în timpul surpării, ceea ce periclitează securitatea muncitorilor.

O mare răspîndire o are susținerea combinată: ancoraj și alte tipuri de susținere obișnuită, mai ales la lucrările de durată mai mare; în general, susținerea ancorată se folosește mult în lucrările de pregătire, care au o durată relativ scurtă: 1,5—2 luni.

III. *Avantajele folosirii susținerii ancorate*

Literatura de specialitate arată că prin introducerea susținerii ancorate s-a micșorat simțitor numărul accidentelor umane. In minele cu susținere obișnuită, pe 1 milion de tone de cărbune extras, au fost 1,48 accidente mortale provocate de surparea rocilor din acoperiș, iar în minele unde s-a folosit susținerea ancorată numai 0,286 cazuri, adică aproape de 5 ori mai puțin.

Din punct de vedere tehnico-economic, susținerea ancorată are mari avantaje. Avînd în vedere țelul spre care tinde tehnica nouă, mecanizarea la maximum a tuturor proceselor de producție care pot fi mecanizate și automatizate, susținerea ancorată în condiții favorabile de zăcămînt, permite folosirea cu mai puține dificultăți a mașinilor de mare productivitate, care pînă la ora actuală n-au putut fi folosite în cadrul susținerii obișnuite din motive de spațiu.

Susținerea ancorată dă posibilitate măririi productivității muncii, atît în abataje cît și în lucrările de înaintare.

Operația de executare a susținerii ancorate poate fi mecanizată, iar munca ușurată foarte mult. In acest fel costul susținerii ancorate este cu 20% mai mic decît al susținerii obișnuite cu lemn, iar timpul folosit cu 50% mai mic, fără a se ține seamă de timpul de transport al lemnului la locul de muncă.

Consumul de lemn în cazul folosirii susținerii ancorate se reduce de 5—6 ori față de consumul la susținerea obișnuită.

Cifrele de mai sus rezultă din literatura de specialitate, din statisticile efectuate la un număr de 10 mine.

Prin folosirea susținerii ancorate, profilul de săpare al unei lucrări miniere devine profil util; lărgindu-se căile de aeraj, aerajul se face în condiții mai bune.

In abataje, susținerea ancorată rezolvă cu ușurință problema încărcării și transportului utilului, precum

şi deplasarea maşinilor şi utilajelor, deoarece stîlpii de la susţinerea obişnuită lipsesc total.

IV. *Tipuri de ancore*

In cadrul ICEMIN au fost perfecţionate, proiectate şi experimentate mai multe tipuri de ancore. Cele mai reuşite sînt următoarele:

— Ancora nerecuperabilă cu bucşă. Este formată dintr-o tijă metalică de 2 000 m/m lungime şi 25 m/m diametru, filetată la capătul ce iese în galerie după introducerea ei în gaură şi îngroşată tronconic (fig. 1) la celălalt capăt care se introduce în fundul găurii de ancoră. Pe partea tronconică a tijei se află o bucşă tăiată la capete după două diametre perpendiculare.

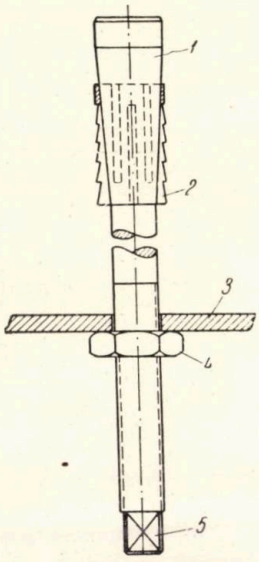


Fig. 1. Ancoră nerecuperabilă cu bucşă:
1 — tijă; *2* — bucşă; *3* — placă de strîngere; *4* — piuliţă exagonală; *5* — cap pătrat pentru strîngere.

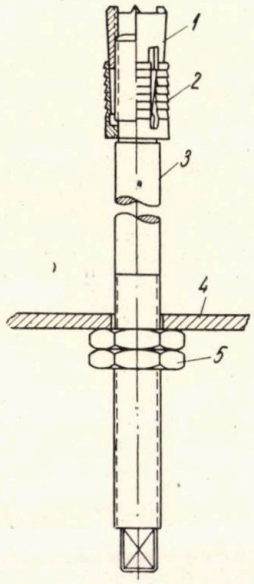


Fig. 2. Ancoră recuperabilă cu piuliţă tronconică şi bucşă:
1 — piuliţă tronconică; *2* — bucşă; *3* — tijă; *4* — placă de strîngere; *5* — piuliţă exagonală.

Ancora se montează în felul următor: se introduce ancora într-o ţeavă de 1" pînă ce bucşa vine în contact cu capătul ţevii, apoi se introduc amîndouă în gaura de ancoră, pînă ce partea tronconică a tijei a ajuns în fundul găurii. Se bate cu ciocanul capătul ţevii rămas în galerie; prin această operaţie ţeava forţează bucşa să urce pe partea tronconică a tijei pînă ce între rocă şi bucşă se stabileşte o frecare suficient de mare care să împiedice alunecarea bucşei pe pereţii găurii.

Se scoate ţeava afară şi se montează plăcuţa de strîngere şi piuliţa pe capătul filetat al tijei rămas afară din gaură; cu o cheie fixă se strînge bine piuliţa, avîndu-se în vedere ca plăcuţa să se aşeze perfect pe rocă. In timpul strîngerii piuliţei împănarea ancorei continuă, deoarece partea tronconică a tijei coboară în bucşa care şade pe loc datorită frecării asigurate prin baterea ei cu ţeava.

— Ancora recuperabilă cu piuliţă şi bucşă. Această ancoră se înţepeneşte în rocă prin răsucirea tijei cu ajutorul celor două piuliţe care se blochează pe filetul tijei (fig. 2).

La capătul care pătrunde în gaura forată, tija este filetată şi cu ajutorul celor două piese montate pe filet (bucşă cu 4 aripioare şi piuliţă tronconică), se deschide în pereţii găurii; rotind tija în sensul acelor de ceasornic, cu presarea piuliţei tronconice pe fundul găurii, bucşa şade pe loc, iar piuliţa coboară în ea pînă o desface complet asigurînd împănarea în rocă. Prin desfacerea bucşei, se asigură o creştere maximă de 8 m/m în diametru, adică de la 34 m/m la 42 m/m. Prin rotirea inversă a tijei, cele două piese rămînd în fundul găurii şi se recuperează tija, plăcuţa şi piuliţa.

— Ancora nerecuperabilă cu pană. Faţă de sistemul obişnuit de ancoră cu pană, ancora din fig. 3 prezintă îmbunătăţiri în sensul că se măreşte frecarea între rocă şi ancoră datorită suprafeţei mari de contact realizată prin sistemul de crăpare a tijei şi datorită suprafeţei în trepte.

Ancora se înţepeneşte în gaură în urma baterii cu ciocanul în piuliţa de producţie a filetului; aceasta

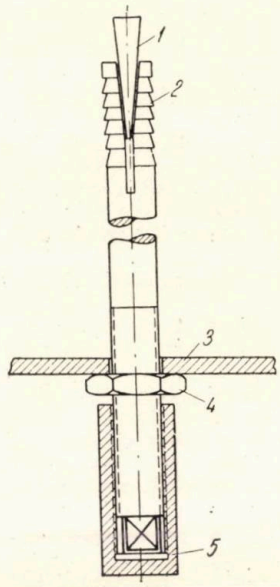


Fig. 3. Ancoră nerecuperabilă cu pană:
1 — pană; *2* — tijă; *3* — placă de strîngere; *4* — piuliţă exagonală; *5* — piuliţă de protecţie.

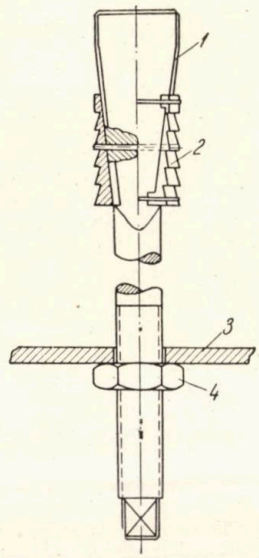


Fig. 4. Ancoră recuperabilă cu sectoare de bucşă:
1 — tijă; *2* — sector bucşă; *3* — placă de strîngere; *4* — piuliţă exagonală.

se scoate după împănare şi pachetul de roci este asamblat în urma strîngerii plăcuţei cu piuliţa.

Ancora permite o creştere în diametru a capului de împănare de 10 m/m, de la 30 la 40 m/m.

— Ancora recuperabilă cu sectoare de bucşă. Ancora se introduce şi se fixează la fel ca ancora nerecuperabilă cu bucşă, prezentînd aceeaşi simplitate şi siguranţă în strîngere.

La această ancoră, bucşa este formată din două sectoare solidarizate prin şplintul de cupru din fig. 4. Capul tijei este lăţit avînd perimetrul format din două feţe drepte (partea îngustă) şi două feţe în arc de cerc (partea lăţită tronconică) pe care sînt aşezate cele două sectoare de bucşă.

Prin batere cu ţeava, şplintul de cupru este forfecat şi bucşa urcă pe partea tronconică a tijei, asigurînd împănarea ancorei în gaură.

La demontarea ancorei se desface piuliţa, se bate uşor capul tijei săltîndu-se cu 5—10 m/m, apoi cu ajutorul unei chei de 17 mm, se roteşte tija la 90°, după care ea va cădea singură în jos prin faptul că pana plată de 15 mm trece prin spaţiul lăsat de cele două bucşe ce rămîn înţepenite în gaură.

V. *Primele încercări de susţinere ancorată*

Anul acesta a început experimentarea susţinerii ancorate la noi în ţară, la două mine de minereuri şi una de cărbune. In cele ce urmează se va face o

scurtă prezentare a condiţiilor de zăcămînt în care s-a făcut susţinerea ancorată, a modului de dispunere a ancorelor, precum şi primele rezultate obţinute.

La I. M. Săsar, galeria transversală Andrei este săpată în roci andezitice. Galeria a fost începută în anul 1956 şi s-a săpat pe o lungime de cca. 250 m, pînă la 1 martie a.c. cînd s-a oprit, deoarece a întîlnit filonul Andrei, pe care exploatarea urmărea să-l cerceteze. Galeria n-a fost susţinută decît în trei puncte pe o lungime totală de cca. 15 m; în ultimele luni însă, s-a observat că acest andezit începe să se desprindă în copturi succesive de 30—50 cm grosime şi lungimi pînă la 2 m, atingînd în două puncte ale galeriei înălţimi de surpare de 1,5 m.

Din această cauză, circulaţia personalului pe această galerie este periculoasă. Formarea copturilor este mai accentuată în porţiunea săpată iniţial şi descreşte către partea finală dinspre filonul Andrei. Presupunînd că formarea copturilor va avea loc pe întreaga transversală Andrei, s-a hotărît ancorarea tronsonului de galerie, vecin filonului, deoarece, după cum s-a amintit mai sus, rocile în această porţiune nu s-au pus încă în mişcare.

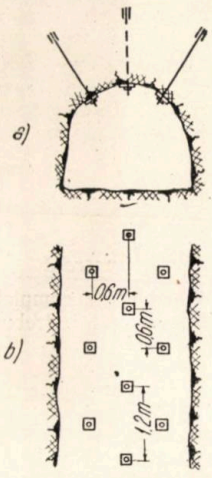


Fig. 5. Dispunerea ancorelor în galeria Andrei de la I. M. Săsar.

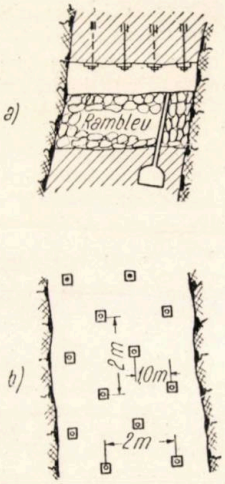


Fig. 6. Dispunerea ancorelor în abatajul XII E la I. M. Baia Sprie.

Pentru armarea galeriei s-au folosit ancore nerecuperabile cu bucşă, cu lungimi totale de 2,0 m.

Dispunerea ancorelor s-a făcut în şah ca în fig. 5; pentru consolidarea bolţii s-au plasat ancorele centrale, vertical, iar pentru preluarea eforturilor tangenţiale, ancorele laterale s-au plasat înclinate în afara galeriei sub un unghi apropiat de 75°.

Strîngerea ancorei s-a făcut cu plăcuţe metalice de 10 × 200 × 200 mm.

Diametrul tăişului sfredelului a fost de 36 mm, pentru ca ţeava de 1" să poată fi introdusă în gaură.

Datorită faptului că se foloseau trei garnituri de sfredele, gaura cît de perfect ar fi fost bătută, prezenta mici deviaţii; acestea provocau pierderi mari de timp la introducerea şi scoaterea ţevii.

Deşi ancorele montate la I. E. Săsar n-au atins nivelul necesar cerut de o bună susţinere ancorată, totuşi după patru luni de la montarea lor se comportă bine.

Rezultate concludente asupra ancorării nu se pot da, deoarece presiunile acoperişului aproape lipsesc şi nu este absolut necesară o susţinere în galeria Andrei.

La I. M. Baia Sprie, încercările de susţinere ancorată s-au făcut în abatajul XII E., filonul „Cuprosul mare". In porţiunea armată cu ancore, grosimea filonului este de 5—6 m, iar înclinarea este de cca. 80°.

Metoda de exploatarea aplicată aici este exploatarea ascendentă a filonului, prin fîşii orizontale de 2—2,5 m grosime, cu rambleerea totală a spaţiului excavat.

Umplutura filoniană este un minereu complex constînd în principal din calcopirită şi în secundar din pirită, blendă şi galenă.

După puşcarea frontului de lucru se formează copturi care uneori ating dimensiuni uriaşe: 0,5—0,8 m grosime, 5—6 m lăţime şi 10—12 m lungime. După copturirea abatajului, desprinderea plăcilor continuă în timp şi din această cauză atît după puşcare cît şi mai tîrziu este necesară susţinerea tavanului frontului de lucru.

S-a încercat consolidarea tavanului cu ancore recuperabile cu piuliţă tronconică şi bucşă şi rezultatele au fost foarte bune la observaţia făcută după 4 luni. In porţiunea vecină tavanului ancorat, armată cu stîlpi de lemn, a avut loc o surpare care s-a oprit pe linia primelor ancore, fapt ce a condus la concluzia că susţinerea ancorată şi-a atins scopul. Modul de dispunere al ancorelor în abatajul XII est este cel din fig. 6.

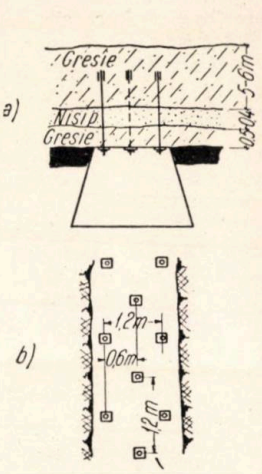


Fig. 7. Dispunerea ancorelor în abatajul XII E de la I. M. Baia Sprie.

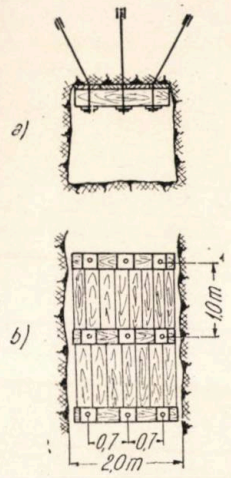


Fig. 8. Dispunerea ancorelor în galeria III vest de la mina Ticu.

Ancorele au avut lungimi efective de 1,6 m; strîngerea lor s-a făcut cu ajutorul plăcuţelor metalice şi piuliţelor de 1". Pentru perforarea găurilor s-au folosit sfredele armate cu metale dure, cu forma tăişului de daltă simplă, cu Ø de 36 mm şi perforatoare telescopice. Pentru presarea ancorelor pe fundul găurii s-au folosit coloane pneumatice cu prelungitoare speciale pentru ancore.

S-a încercat recuperarea unui număr de 5 ancore şi s-a reuşit uşor şi repede. Acest lucru a arătat că pentru exploatarea fîşiei ancorate, se pot scoate ancorele, iar găurile de ancoră pot fi încărcate pentru puşcarea fîşiei.

La I. M. Şorecani încercări de susţinere ancorată s-au făcut la mina Ticu, în două galerii cu condiţii de zăcămînt diferite.

Astfel galeria direcţională III est are în acoperişul stratului de cărbune un pachet de roci sedimentare, care se pretează la susţinerea cu ancore. In fig. 7 se poate urmări succesiunea celor trei strate în care s-au montat ancorele: gresie, nisip caolinos şi din nou un strat mai gros de gresie, în care s-au încastrat ancorele recuperabile cu piuliţă tronconică şi bucşă.

Dispunerea ancorelor s-a făcut în şah, cu toate găurile perforate vertical, deoarece în cazul acestei ancorări este necesară numai mărirea coeziunii celor trei strate nu şi suspendarea lor.

Ancorele au fost strînse cu ajutorul unor plăcuțe metalice de 10 × 200 × 200 mm și piulițe de 1". Lungimea efectivă a ancorelor a fost de 1,6 m; pentru diametrul minim al ancorei de 34 mm, s-au perforat găuri cu diametrul de 36 mm.

Asupra comportării ancorelor nu se pot face afirmații deoarece lucrarea datează numai de o lună.

In galeria III vest, mina Ticu, condițiile de zăcămînt sînt cu totul altele: presiuni mari datorită marnei șistoase de tărie medie, care se află în acoperișul stratului de cărbune.

In fig. 8 se poate urmări modul de dispunere a ancorelor recuperabile cu piuliță tronconică și bucșă.

In această galerie, ancorele au rolul de mărire a coeziunii șistului marnos, precum și rolul de suspendare. Suspendarea în cazul de față nu se face de o rocă mai tare ci, avînd în vedere fenomenul de formare a bolții de echilibru natural în galerii, s-au dispus ancorele laterale înclinate sub un unghi de 65—75°, pentru ca încastrarea ancorei să se facă tot în șistul marnos, însă în afara bolții. Ancorele centrale dispuse pe axul galeriei sînt verticale și au rolul de mărire a coeziunii șistului marnos din bolta galeriei.

Bazat pe aceste considerații, galeria III vest a fost susținută cu grinzi de stejar ecarisat, în cîmpuri de 1.0 m, cu bandaj din scînduri de brad, fiecare grindă fiind suspendată prin 3 ancore: una verticală centrală și două laterale, înclinate în afara galeriei.

Grinda de stejar este prevăzută cu 3 găuri de 30 mm diametru, prin care trec capetele filetate ale celor 3 ancore. Strîngerea ancorelor este realizată cu ajutorul plăcuțelor metalice și al piulițelor de sub grindă.

După o lună de la montarea ancorelor, grinzile suspendate cu ancore erau în perfectă stare.

VI. *Perspectivele susținerii ancorate, în baza primelor încercări*

Incercările de susținere ancorate efectuate pînă în prezent de către ICEMIN în colaborare cu exploatările miniere au fost pe o scară extrem de redusă; totuși, rezultatele mulțumitoare obținute permit să se întrevadă în viitorul apropiat, în urma introducerii pe o scară mai largă a susținerii ancorate, rezolvarea unor probleme interesante și extrem de folositoare practicii miniere.

Astfel, prin introducerea ancorelor în abatajele filonului „Cuprosul Mare", orizontul XII și XIII est de la I. M. Baia Sprie, problema mecanizării transportului poate fi rezolvată. Inlăturînd stîlpii de lemn orientați oricum în abataje, susținerea ancorată permite utilizarea screperelor la transportul minereului și rambleului. De asemenea, folosind susținerea ancorată și combinînd-o cu pușcarea milsecund, se înlătură formarea copturilor mari care consumă multe posturi pentru sfărîmarea lor.

Folosirea ancorelor în galeriile de pregătire în special de la I. M. Șorecani și de la alte mine, permite în primul rînd realizarea unor importante economii de lemn; în cazul galeriei III vest, mina Ticu, consumul de lemn se reduce cu 70%. Pentru alte galerii de pregătire a căror durată de exploatare nu depășește cîteva luni, consumul de lemn se reduce de cîteva ori, dacă ținem cont că ancorele folosite sînt recuperabile și se pot remonta de mai multe ori.

Un alt avantaj prezentat de folosirea ancorelor la mina Ticu și alte mine cu condiții de zăcămînt asemănătoare, ar fi acela că volumul de steril excavat s-ar reduce simțitor, deoarece secțiunea de săpare este și utilă în același timp.

Cele prezentate pînă acum sînt numai cîteva din multiplele avantaje tehnico-economice ale susținerii ancorate.

VII. *Probleme legate de susținerea ancorată*

Pentru efectuarea unor lucrări de cercetare complete în legătură cu susținerea ancorată, pe viitor trebuie rezolvate următoarele probleme de bază:

— studii privind proprietățile fizico-mecanice ale rocilor în care se execută ancorarea, în general, și în roca în care se încastrează ancora, în special;

— stabilirea, cu ajutorul dinamometrului a forței de încastrare a ancorei în rocă;

— măsurători de presiune și denivelare ale tavanului ancorat;

— stabilirea unor indici tehnico-economici reali, în urma mecanizării complete a operației de ancorare.

Documentare

* * *: **Viitoarele produse minerale secundare** (Further by-products minerals) The Mining Journal, vol. 248, 1957, nr. 6335, 18 ianuarie, pag. 81, 1 fig.

Unul din produsele minerale secundare este **reniul** care se găsește în concentrație de 0,03% în molibden. Acest metal este folosit în contacte electrice și termocuple, el are bune proprietăți anticorosive și dă aliaje similare cu cele ale metalelor prețioase.

Electro-platina cu reniu este folosită cu precădere la construcția de avioane moderne datorită faptului că punctul ei de înmuiere depășește cu 1000° pe cel al tilaniului.

Rubidiul se găsește în concentrații de 3%, asociat cu ceriul în filoanele pegmatitice; utilizările sale sînt similare cu ale ceriului.

Scandiul, asociat cu beriliul și litiul, a fost recuperat în ultimul timp în mod economic din minereurile cu conținut de plumb. Este folosit ca standard analitic și trasor radioactiv.

Telurul este asociat cu multe minereuri de aur și argint, dar economic se obține ca subprodus la rafinarea electrolitică a cuprului. Proprietățile și utilizările sale sînt similare cu ale seleniului.

Pentru viitor se impune o analiză amănunțită a minereurilor pentru a determina posibilitatea comercializării unor subproduși ca cei de mai sus, fapt care ar contribui la mărirea rentabilității exploatărilor miniere respective.

Andreas E.: **Sfărîmarea selectivă în prepararea minereurilor de fier în concasoare cu impact.** (Selective crushing in the preparation of iron ores by impact crushers) Canadian Mi-

ning Journal, vol 78, 1957, nr. 1, ianuarie, pag. 56—59, 6 fig., 3 tabl., 3 ref. bibl.

Realizarea concasorului cu impact a permis stabilirea unor noi scheme tehnologice de preparare în special a minereurilor, a căror gangă este mai tare decît partea minerală utilă. În astfel de cazuri, concasorul cu impact realizează o sfărîmare superficială a părților sterile, în timp ce mineralul util este redus la o finețe înaintată și ulterior clasat în liniile bine precizate. Avantajul economic al noului utilaj a fost evidențiat la uzina Mechernich din R. F. Germană, unde trecerea la sfărîmarea în concasoare cu impact a permis reducerea cheltuielilor sectorului de sfărîmare la o șesime.

În continuare sînt descrise instalațiile de preparare a minereului de fier de la Siegerlander, Salzgitter, Pegnitz ș.a.

Din analiza acestor scheme de preparare rezultă că reușita sfărîmării diferențiale depinde de natura petrografică și de structura minereului. În toate cazurile însă concasorul cu impact este superior oricărui tip de concasor.

* * *: **Transportoare moderne de mină** (Mine conveying mores aheed, The Mining Journal, vol. 248, 1957, nr. 6336, 25 ianuarie, pag. 111—112.

Articolul prezintă transportorul cu bandă de oțel, îmbrăcat în cauciuc, construit și folosit în Suedia.

Unul din tipurile construite are inima de oțel de cca. 750 mm lățime și 1 mm grosime fiind acoperită pe ambele fețe cu un strat de 5 mm cauciuc, iar pe margini — cu un strat de 2 mm. Șaibele de acționare au diametrul de 1—1,2 m. Capacitatea orară de transport este de 250 t/h la o lungime de 600 m, înclinare de 11° și viteză de 2,1 m/s, necesitînd o putere de acționare de 130 CP. Acest tip de bandă prezintă o mare rezistență la încovoiere pe rolele de ghidare, fapt care împiedică deplasarea cărbunelui pe bandă și deci roaderea benzii.

Bricichin A. V. și alții: **Dispozitiv manual pentru perforarea termică.** (Rucinoi termobur s odnosoplovoi gorelskoi) Mehanizația trudiomkih i tiajolih rabot, 1957, nr. 1, pag. 15—16).

Găurirea termică a rocilor a făcut în ultimul timp progrese remarcabile. Recent în U.R.S.S. a fost construit un dispozitiv pentru perforarea termică ce poate fi manevrat manual. Cu acest dispozitiv se pot realiza găuri de mină cu lungimi de 1,2—1,7 m. Jetul de flăcări are o temperatură de 1 800° și o viteză de 1 800 m/s și se obține prin arderea petrolului lampant într-un mediu de oxigen.

Rezultatele obținute la găurirea termică în roci tari, au dovedit că viteza de perforare se mărește de 8—10 ori față de perforarea percutantă, atingînd valori de 12—20 m gaură/oră și totodată prețul de cost se reduce de 5—6 ori.

Consumul orar este de 4,5—5,5 kg petrol lampant; 15—16 m^3 oxigen și 100—110 litri apă.

* * *: **Exploatarea hidraulică a cărbunelui** (L'abatage hydraulique du charbon par monitors) Bulletin d'information techniques, Chercharz 1957, pag. 8-12, 8 fig., 2 tabl., 7 ref. bibl.

Se face o succintă prezentare a exploatării hidraulice a cărbunelui în U.R.S.S. și R.P.Polonă. Se arată principiile de tăiere: prin decupare (200 at) sau prin dislocare (40 at), precum și principiile de exploatare: în subetaj, stîlpi lungi și prăbușire, stîlpi lungi și rambleere hidraulică, cu front lung în retragere cu încărcare hidraulică și prin abataj ascendent cu transport și rambleere hidraulică.

Laffitte P.: **Introducere în studiul rocilor metamorfice și al zăcămintelor metalifere.** (Introduction à l'étude des roches métamorfhiques et des gites métallifères), 1957, 358 pag. 106 fig., 39 tabl.

Lucrarea este destinată tinerilor geologi care doresc să se familiarizeze cu noțiunile de fizico-chimie și termodinamică. Lucrarea servește și cercetătorilor specialiști care doresc să-și precizeze cunoștințele în acest domeniu.

Autorul a înmănunchiat cunoștințele de fizică, chimie și termodinamică mai importante pentru petrografi. Expunerea și dezvoltarea acestor noțiuni se face ținînd seama de faptul că se adresează geologilor și în special petrografilor.

Lucrarea cuprinde patru părți și anume:

I. Generalități fizico-chimice, tratînd despre: particulele elementare și legăturile dintre particule.

II. Compoziția chimică a rocilor: generalități geochimice, analize chimice, calcule petrochimice.

III. Termodinamica (267 pagini): generalități termodinamice, descrierea fazelor, echilibrul între diferite faze, cinetica termodinamică.

IV. Petrologia rocilor metamorfice: generalități asupra metamorfismului, metoda de studiu a rocilor metamorfice, echilibrul în metamorfism.

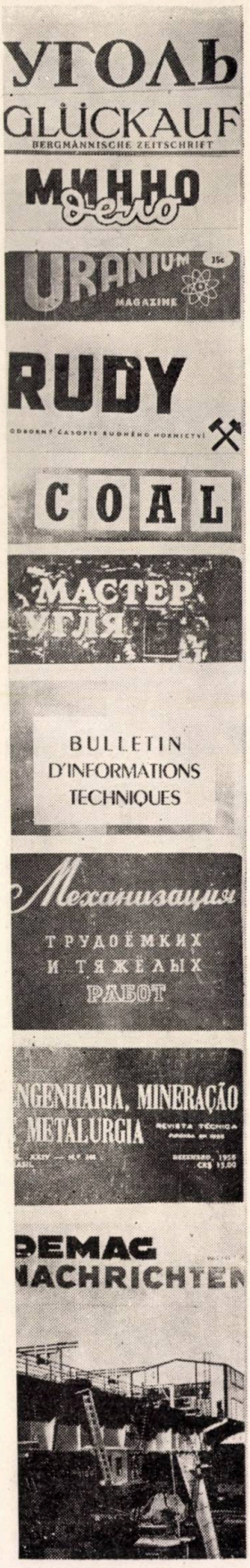
Însoțită de o bibliografie bogată, această lucrare a lui P. Laffitte este menită să fie de un real folos în munca de cercetare geologică.

Stirling A. G.: **Exploatarea unui pilier cu o rezervă de jumătate milion tone minereu.** (Mining a half-milion ton piller at the Sullivan Mine) The Canadian Mining and Metalurgical Bulletin, vol. 50 1957, pag. 58—62, 10 fig., 1 tabl.

Zăcămîntul este constituit dintr-un filon cu grosimi variind de la cîțiva centimetri la 90 m, iar înclinarea variază de la 0 la 40°. Minereul este complex iar roca înconjurătoare constă din argilit.

În prezent se exploatează o serie de pilieri rămași în urma exploatării zăcămîntului prin camere și stîlpi, camerele fiind

DOCUMENTARE



DOCUMENTARE

tăiate prin trepte succesive. Pilierul care face obiectul articolului a fost exploatat inițial prin trepte, iar cînd înălțimea camerei s-a mărit s-a trecut la exploatarea cu găuri lungi, realizate cu foraj cu diamante. După prima pușcare pilierul avea în secțiune forma unui T ceea ce a permis extragerea ramurilor laterale de la partea superioară printr-o pușcare unică.

În acest scop s-au săpat o serie de suitori suplimentare de scurgere a minereului, cu secțiuni de 2,1 × 2,1 m³ și o lungime de 60 m. La partea superioară a suitorilor, acestea au fost lărgite sub forma unor pîlnii pentru o mai completă evacuare a minereului. După executarea găurilor de sondă acestea s-au încărcat cu explozivi pe lungime de 3,2 m, cartușul armat fiind plasat la 2,4 m de la gura găurii de mină. Fiecare din cele 64 serii de găuri cuprindeau 50 capse legate în paralel și conectate la rețeaua de forță a minei. Au fost necesare 450 posturi pentru încărcare a 2 200 găuri de sondă și 1 000 găuri de mină. După pușcare au fost necesare două zile pentru evacuarea gazelor.

Minereul colectat prin suitori cădea în galerii, de unde era tras cu screperul (troliu cu motor de 60 CP) pînă la suitori principali, din care se încărca în vagonete de 12 tone capacitate. S-au pușcat astfel peste 500 000 tone într-o singură pușcare cu un consum de 0,06 kg/t, realizîndu-se o recuperare de minereu de 94% și o diluare de 32%.

Kolder I.: **Tipizarea instalațiilor de compresoare** (Typizacia kompresorovni) Rudy, 1957, nr. 2, pag. 45—48, 3 fig., 1 tabl.

Autorul analizează problema tipizării compresoarelor cu debite de 2 000—2 600 m³/oră. Se propune realizarea întregii serii de compresoare pornind de la o unitate de bază. Se impune o serie de modificări și de apartaj special pentru fiecare unitate în parte. Autorul propune și datele de bază pentru proiectare.

Adcock W. J.: **Realizări recente în domeniul susținerii miniere** (Recents developpements en matiere de soutenement) Annales des mines de Belgique, nr. 2/1957, pag. 132—138.

În 1947 a fost realizat în Anglia stîlpul hidraulic Dowty și de curînd același tip a fost realizat într-o variantă nouă cu o capacitate portantă de 20 tone. Stîlpul este prevăzut cu pompă care permite extinderea maximă a stîlpului numai la 20 de pompări. În cazul în care stîlpul se tasează mai înainte de a fi scos de sub sarcină el poate suporta o sarcină de 80 t. De asemenea s-au construit și stîlpi cu o capacitate portantă de 40 tone și care în prezent se experimentează: stîlpul se montează la o sarcină inițială de 20 t după care sarcina de acoperiș poate crește pînă la 40 tone. Pentru a realiza o linie de prăbușire perfectă se construiesc și stive asemănătoare unui stîlp hidraulic și avînd o capacitate portantă de 80 tone.

Susținerea pășitoare Dowty este compusă din două cadre: unul provizoriu compus din doi stîlpi hidraulici și o grindă și unul definitiv din trei stîlpi hidraulici și grindă. Cu timpul combina înaintează în lungul frontului de lucru, cadrele sînt împinse în front datorită deplasării în front a transportorului blindat. Alt sistem de susținere pășitoare este tipul Seaman format din secțiuni independente compuse din patru stîlpi hidraulici și un tavan de grinzi. Toate secțiunile din abataj sînt alimentate de o pompă electrică cu o putere de 5 CP și un debit de 11,5—13,5 l/min. Forța portantă inițială este controlată de supapa de eșapament a pompei. La susținere pășitoare Bollan, în loc de apă se folosește ulei.

* * *: **Reglarea tensiunii în benzile transportoare** (Regulating tension on conveyor belts) Iron and Coal, 1957, nr. 4629 (8 febr.), pag. 335—337, 5 fig.

Pentru realizarea unui cît mai economic transport, montajul inițial și întreținerea ulterioară a instalației, sînt factori importanți. Un alt factor este necesitatea unei reglări a tensiunii din bandă și care trebuie să fie suficient de mare pentru a preîntîmpina alunecarea benzii pe curbele de antrenare.

Se descrie un dispozitiv de reglare a tensiunii.

Knags C. R.: **Posibilități de a efectua lucrări miniere fără praf.** (On approach to dustless mining). Iron and Coal, 1957, nr. 4629 (8 febr.) pag. 313—322, 11 fig., 8 tabl.

Autorul prezintă rezultatele experimentării depilării cu apă sub presiune la o mină din Donbas. După descrierea aparatajului și metodei de lucru folosite, se arată avantajele economice. Față de tăierea cu ciocan de abataj productivitatea muncii se mărește cu cca. 30% la o reducere importantă a conținutului de gaze și de praf de la locul de muncă. Astfel cantitatea de praf se reduce de la 1 350 la 230 particule/cm³. Totodată, deși se folosesc explorări, coperișul este protejat datorită propagării mai reduse a undei detonate în apă decît într-un mediu solid.

Tessell W. A.: **Susținerea extremității abatajelor** (Support at coal-face roadheads) Iron and Coal, 1957, nr. 4631 (22 febr.), pag. 441—448, 9 fig.

Zona de galerie de lîngă abataj este supusă unor solicitări cu totul aparte, fapt care cauzează uneori peste 40% din accidentele datorite prăbușirilor în lungul galeriilor de preabataj.

Pentru aceste zone în Anglia se folosesc cadre metalice din profile speciale, montate pe stive de lemn și la care transversal se montează juguri metalice suplimentare, de care reazemă dulapii care bundajează porțiunea de rocă cuprinsă între tavanul galeriei și acoperișul stratului de cărbune. De o deosebită importanță pentru modul în care se comportă susținerea galeriei în această zonă, este și tipul de susținere folosit în extremitatea abatajului; astfel, din acest punct de vedere, grinzile articulate în consolă tip Vanwersch au dat cele mai bune rezultate.

Steed V. O. şi Honeybun G.: **Captarea infiltraţiilor de apă sărată într-un puţ.** (Drying out of Freddies no rth 2 shaft) Journal of the Mine Ventilation Society of South Africa, vol. 10, nr. 2/1957, pag. 31—37, 8 fig., 2 tabl.

Intr-un puţ cu o adîncime de cca. 1 500 m, apare apă sărată în cca. 26 puncte. Pentru a realiza un aeraj cît mai bun al minei şi pentru a preîntîmpina corodarea conductelor, a fost necesară oprirea acestei curgeri libere în puţ. In punctele de apariţie a apei s-au introdus în găuri de mine conducte care împreună cu o serie de jgheaburi orizontale permiteau captarea apei cît mai aproape de punctele de infiltraţie. In acest mod s-au putut evacua cca. 3 m³ apă pe oră.

Gancev B.: **Cîteva îmbunătăţiri practice asupra aerajului lucrărilor miniere în fund de sac.** (Niakoi prakticskii ukazania za provetiavane na gluhi minii raznabotki) Minne Delo, 1957, nr. 2, pag. 65—72, 5 fig., 5 tabl., 7 ref. b.

Autorul arată cerinţele principale ale aerajului în fund de sac şi supune unei analize critice diferitele formule propuse pentru calculul debitului necesar, indicînd domeniul de aplicare raţional al fiecărei formule.

Barabanov F. A.: **Industria carboniferă a Angliei** (Ugolnaia Promîşlennost Anglii) Ugol, (1957), nr.2 (febr.) pag. 37-41.

Cea mai mare parte a zăcămintelor de cărbuni din Anglia au grosimi de 0,9—1,8 m, 80% avînd înclinări pînă la 25°. Atît acoperişul cît şi culcuşul sînt alcătuite din roci stabile iar adîncimea de exploatare variază între 300—600 m. In anul 1946 industria carboniferă a fost naţionalizată, fapt care a permis mărirea producţiei de la 197 milioane tone în 1947 la 221 milioane tone în 1955, în acelaşi interval productivitatea muncii crescînd cu 20% şi atingînd cifra de 1,225 t/post de exploatare.

Pentru reorganizarea industriei carbonifere s-a elaborat un plan de perspectivă pînă în anul 1965 care prevede investiţii de peste 1 miliard lire sterline. Acest plan care a început să fie pus în aplicare prevede reconstruirea unui important număr de mine vechi, deschiderea de noi mine fiind limitată de un număr redus de noi cîmpuri miniere. Mărirea capacităţii de producţie se preconizează prin darea în exploatare a unor noi orizonturi, simplificarea schemelor de transport, îmbunătăţirea aerajului, conveirizarea totală pînă la galeriile principale de transport. Datorită gradului de mecanizare a tuturor operaţiilor la noile mine numărul muncitorilor de la suprafaţa acestor mine reprezintă 3—8% din totalul personalului faţă de 25—30% în cazul vechilor mine. Minele noi nu posedă silozuri, producţia fiind încărcată direct în vagoane de cale ferată, iar noile puţuri folosesc în marea majoritate ghidarea cu cabluri. In prezent se deschid 28 mine noi care vor fi date în exploatare în decurs de 8—10 ani datorită vitezei reduse de săpare a puţurilor (maximum 30 m/lună). Indicele de mecanizare a încărcării în abataj este redus (11%), fapt care a impus mărirea dotaţiei cu combine şi pluguri începînd din anul 1956. Combina Anderton se aplică în 113 abataje cu o producţie medie de schimb de 220 t, combina Meko Moore se aplică în 143 abataje cu o producţie medie de 250 t/schimb; în rest se folosesc combina Trepenner şi Gloster Getter.

Susţinerea metalică este aproape de generalizare: se folosesc 2,1 milioane stîlpi metalici. Pierderea lunară de stîlpi este de 2%. Cea mai mare extindere au obţinut-o stîlpii hidraulici tip Dowty. In ultimii 8 ani au fost puse în funcţiune 86 de spălătorii şi se prevede construirea a încă 60 spălătorii de cărbune. In prezent funcţionează 600 unităţii cu o capacitate orară totală de 65 mii tone cărbune preparat. Caracteristic pentru aceste instalaţii este spălarea în medii dense şi automatizarea largă a fluxului tehnologic.

Barzilovici P. P., Zaiţev V. I. şi Ianciuk G. M.: **Nou aparataj pentru automatizarea instalaţiilor din minele de cărbuni.** (Novaia apparatura dlia automatizaţii oborudovania ugolnîh şaht) Mehanizaţia trudoemkih i tiajolih rabot, 1957, nr. 2, pag. 16—20, 11 fig.

Autorii prezintă între altele noul aparataj folosit la automatizarea instalaţiilor de evacuare a apelor din mină, atît la exploatarea obişnuită cît şi la exploatarea hidromecanizată.

Cu ajutorul acestui aparataj s-au realizat mai multe scheme de automatizare a instalaţiilor. In articol sînt cuprinse atît schemele cît şi caracteristicile diferitelor dispozitive noi folosite în acest scop.

Novikov H. V.: **Asupra revederii instrucţiunilor de determinare a pericolului de silicoză din abataje.** (O peresmotre instrukţii po opredeleniu silikozoopasnîh zaboev) Ugol, 1957, nr. 2, pag. 40—41, 2 fig.

Numeroase date asupra lucrărilor miniere de perforare, încărcare şi puşcare, care duc la mărirea concentraţiei de praf, impun introducerea regimului de lucru de 6 ore.

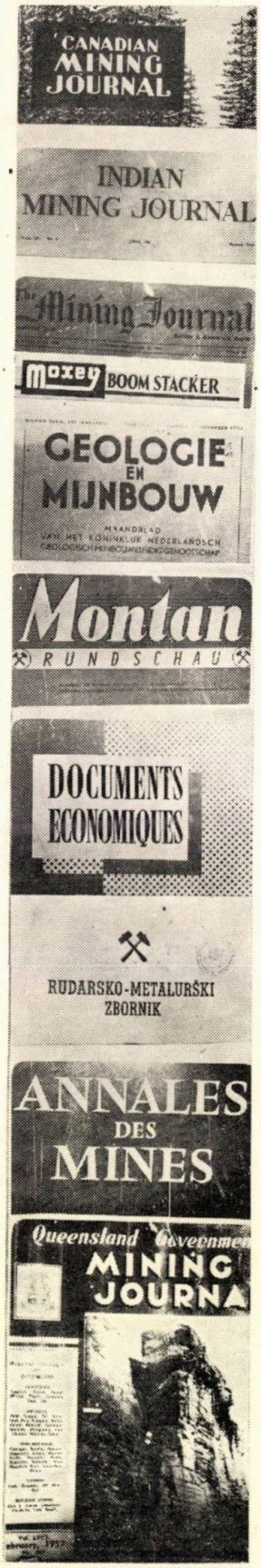
In perioada săpării lucrărilor orizontale în noile mine trebuie prevăzute mijloacele necesare străpirii lucrărilor, aceste instalaţii trebuind să fie gata de intrare în funcţiune la punerea în exploatare a minei. Totodată trebuie prevăzut un control medical sistematic.

Ruciko B. F.: **Concluziile experimentării prototipului combinei Donbas 7** (Itoghi ispîtania opîtrnogo obrazţa combaina Donbas-7), Ugol, 1957, nr. 2 (febr.), pag. 32—33, 1 fig., 1 tabl.

Noul tip de combină este tipul lateral pentru exploatarea stratelor de mică înclinare cu grosimi de 2,2—2,7 m şi al căror acoperiş permite menţinerea nesusţinută pe o suprafaţă de 10 m². In afara lanţului tăietor montat în buclă, noul tip de combină posedă la partea superioară o bară

DOCUMENTARE

DOCUMENTARE



de havare cu orientare reglabilă în plan orizontal. La experimentări s-a dovedit că această combină poate realiza cca. 135—160 t/oră, la o adîncime de atac de 1,6 m, greutatea totală a combinei fiind de 17 tone.

Concluziile experimentărilor au fost că prototipului îi trebuie aduse o serie de îmbunătăţiri constructive după care se poate trece la fabricarea în serie.

Berom A. I.: **Principiile de calcul şi particularităţile organului tăietor în şpan gros.** (Osnovî rasceta i osobenosti ispolnitelnih organov krupnogo skola) Ugol, (1957), nr. 2 (febr.), pag. 25—31, fig. 8, tabl. 3.

Rezistenţa cărbunelui la tăiere cu regim de şpan gros variază în limite largi. Această rezistenţă se propune a se determina cu ajutorul unui dispozitiv special. Tăierea cărbunelui în acest regim se face cu un consum mai redus de energie decît în cazul havării. Adîncimea de atac este limitată de modul de susţinere a spaţiului din imediata apropiere a frontului dar sînt indicate maşinile cu atac de mică adîncime.

Regimul optim de tăiere poate fi stabilit pentru fiecare cărbune în parte în funcţie de caracteristicile acestora. Pentru reducerea sarcinilor dinamice exterioare asupra organului tăietor, se recomandă ca numărul de cuţite să nu fie mai mic de 3 şi totodată trebuie preferate acele maşini la care forţele şi momentele exterioare se echilibrează parţial.

Prudkin I. M. şi Sosnov G. A.: **Eficacitatea metodei de exploatare cu galerii gemene şi stîlpi lungi în comparaţie cu metode cu front lung.** (Efektivnosti sistem raz nabotki parnîmi strekami i dlinîmi stolbami po svravneniu so sploşnoi sistemoi rozrabotki). Ugol, 1957, nr. 2, (februarie), pag. 14—18.

Analiza s-a efectuat asupra a două abataje din Donbas avînd aceleaşi condiţiuni geologico-miniere.

Concluziile acestui studiu arată că metoda cu galerii gemene nu prezintă indici mai îmbunătăţiţi faţă de cel cu front lung, productivitatea muncii rămînînd aceeaşi. Totodată metoda cu galerii gemene nu poate fi aplicată decît în condiţii limitate: grosimi pînă la 0,7 m, roci înconjurătoare stabile. Exploatarea prin retragere s-a dovedit însă a fi eficace chiar în stratele subţiri, permiţînd mărirea productivităţii muncii cu cca. 40%.

Kulikov A. P.: **Concluziile concursului pentru cel mai bun proiect de metodă de exploatare a stratelor groase din Kussbas.** (Itoghi konkursa na lucişcih proect efektivnîh sistem roznabotki maşinîh ugolnîh plastov v Kuznetkom baseine). Ugol, (1957), nr. 2 (febr.), pag. 19—25.

La acest concurs s-au prezentat 50 de proiecte pentru strate groase cu mare înclinare, 31 pentru înclinare mică şi 8 pentru înclinări medii. Marea majoritate a proiectelor prevăd dirijarea presiunii prin prăbuşire şi numai o parte din ele prin rambleere. La cele cu prăbuşire, majoritatea au adoptat fie scutul, fie susţinerea mecanizată.

La concurs au fost premiate 15 proiecte dintre care mai importante sînt următoarele:

— Proiectul lui Mordovski şi Smirnov la care la culcuş şi acoperiş se montează scuturi unite între ele printr-un tavan elastic. Cărbunele se taie cu hidromonitoare, iar transportul se face hidraulic şi gravitaţional.

— 4 proiecte la care s-a prevăzut exploatarea stratelor de mică înclinare prin trei felii pe înclinare cu înmagazinarea cărbunelui dintre felii. In mai toate proiectele se aplică tăierea cu combina Donbas şi susţinerea cu plasă metalică sub zona prăbuşită şi cu scuturi mobile în abataj.

In majoritatea proiectelor se prevede modernizarea metodelor existente de exploatare.

La concurs au fost acordate premii pînă la 25 mii ruble de proiect.

Pollard D.: **Cabluri cu izolaţie din material plastic pentru mine** (Plastic cables for mines). The Mining Electrical and Mechanical Engineer, vol. 37, 1957, februarie, nr. 437, pag. 203—210.

Utilizarea maselor plastice obţine din ce în ce mai mult o răspîndire şi în industria minieră. Pînă în prezent se utilizează pe scară largă cablurile electrice cu izolaţia din mase plastice, şi anume fie policlorura de vinilin, fie polythenul. Ca tipuri de cabluri utilizate pînă în prezent sînt: cabluri de forţă (220—660 V), cabluri pentru iluminat (125 V), cabluri pentru semnalizare (250 V), cabluri pentru telefon. Faţă de cablurile cu izolaţie în cauciuc, costul cablurilor izolate cu mase plastice reprezintă 83—93%, iar în greutate 70—75%. Se arată avantajele şi dezavantajele acestor cabluri. Se dau standarde britanice pentru cabluri.

Botă A.: **Intreţinerea planificată în minele de cărbuni.** (Planned Maintenance at Collieries) The Mining Electrical and Mechanical Engineer, vol. 37 1957, februarie, nr. 437, pag. 210—216.

Regulamentul general de exploatare din anul 1954 prevede ca maşinile şi instalaţiile miniere în funcţiune să fie controlate şi întreţinute periodic pentru prevenirea accidentelor şi avariilor. In cadrul articolului, autorul expune principiile organizării moderne a serviciului de întreţinere şi control precum şi modul de efectuare a acestor lucrări.

Gerstein L.: **Problemele de exploatare la adîncimi mari în minele de aur din Africa de Sud, cu privire specială asupra răcirii aerului.** (Die Probleme des Abbaus in grossen Teufen im sudafrikanischen Goldbergbau, insbesondere die Kühlung der Wetter). Zeitschrift für Erzbergbau und Metallhüttenwessen, 10, 1957, nr. 2, pag. 72—81.

In articol se arată adîncimile atinse şi se descriu felul şi natura minereului extras indicîndu-se şi valoarea metalelor produse. Se descriu de asemenea condiţiunile climaterice, lupta contra prafului, dirijarea aerajului şi metodele de răcire a aerului. Limita tehnică şi economică a exploatărilor care se consideră a fi la adîncimea de 3 000 m nu a fost încă atinsă.

I. P. 2, c. 2991

Országos Műszaki Könyvtár BUDAPEST

„REVISTA MINELOR" organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. al Ministerului Minelor și al Ministerului Industriei Petrolului și Chimiei (Direcția Exploatărilor Miniere) Redacția: București, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon: 3.07.30 și 3.57.28 — Administrația și Casieria: Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor și subfilialelor A.S.I.T. din întreaga țară precum și prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinete tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071012 B.R.P.R. DOC București. — Tarif pentru întreprinderi: lei 96 anual: — Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: lei 30 anual; — Prețul unui exemplar: lei 5.

I.P. 2, c. 2991

Lei 5 exemplarul

E 1433

Institut de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
CSERE - CSERE
VYMENA - WYMIANA
TAUSCH - OBMEHA

KAT

Revista MINELOR

Országos Műszaki Könyvtár és Információs

11

1957

ASIT

Noiembrie
1957
Anul VIII
Nr. 11

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R. P. R. AL MINISTERULUI MINELOR ȘI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI PETROLULUI ȘI CHIMIEI (DIRECȚIA EXPLOATĂRILOR MINIERE)

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 3.57.28 și 3.07.30

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA**, ing. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PĂCURARU**, prof. ing. **V. POBORAN**, prof. dr. ing. habil **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI.**

SUMAR

MINEU I.: La a 40-a aniversare a Marii Revoluții Socialiste din Octombrie **(pag. 495—498)**

KAKOWSKI I. A.: Asupra caracterului acțiunii reciproce dintre disulfuri și suprafața metalelor **(pag. 499—502).**

URSU TEOFAN: Hidromecanizarea în exploatările de cărbuni **(pag. 503-509).**

NEAGU GH. F.: Limitator electric de viteză pentru mașina de extracție **(pag. 509—514).**

TEPELUȘ P.: Cazurile de determinare precisă prin calcul a parametrilor tahogramelor cu trei perioade, la instalațiile mașinilor de extracție **(pag. 514—524).**

* * *: La a 90-a aniversare a revistei „Bányazati Lapok" **(pag. 524).**

BLUM I. și ROSENBERG M.: Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării și valorificării cărbunilor bruni lemnoși din R.P.R. — V. Brichetarea cu liant a lignitilor **(pag. 525—531).**

COMUNICĂRILE INSTITUTULUI DE CERCETĂRI MINIERE ICEMIN

IONESCU MITI și OCTAVIAN FL.: Cîteva aspecte ale brichetării lignitilor **(pag. 532—537).**

DOCUMENTARE

Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA

REVISTA MINELOR

ANUL VIII — NR. 11 — NOIEMBRIE 1957

СОДЕРЖАНИЕ

КАКОВСКИЙ Ж. А.: **О характере взаимодействия между бисульфидами и поверхностью металлов.** Автор исследовал обратимое соотношение. С этой целью применены два различных метода: потенциометрическое титрование и обычное волюмо-иодометрическое титрование, причем как индикатор применялся крахмал **(стр. 499 – 502).**

УРСУ Т: **Гидромеханизация на угольных разработках.** После описания положения существующего в области применения гидромеханизации на угольных разработках, на основе советского и зарубежного опыта автор рассматривает возможности ее внедрения на ряде румынских шахт **(стр. 503 – 509).**

НЯГУ ФЛ: **Электрический ограничитель скорости подъемной машины.** Автор дает описание точно регулируемого электрического ограничителя скорости для подъемных машин, способного предупредить чрезмерную скорость в процессе движения машины, независимо от формы тахограммы **(стр. 509 – 514).**

ЦЕПЕЛУШ П.: **Случаи точного расчетного определения 3-хпериодовых параметров тахограммы на установках подъемных машин.** Статья рассчитана на сотрудников проектных и горных институтов, для специальности „горная электромеханика" **(стр. 514 – 524)**

БЛЮМ И., РОЗЕНБЕРГ М.: **О ряде технико-экономических вопросов переработки и освоения румынских древесных бурых углей (см. Брикетирование лигнитов с применением связующего)** Авторы приводят результат попытки брикетирования лигнита смолой. В заключение указывается, что для снижения собестоимости необходимо проведение предварительной очистки от штыба **(стр. 525 – 531).**

ИОНЕСКУ МИТИ, ФЛОРЯ О.: **Ряд аспектов брикетирования угля.** Освещается ряд аспектов комплексности явлений возникающих в процессе прикетирования лигнита. При этом наблюдается специфический технологический процесс, несовпадающий с обычными литературными данными, что ведет к необходимости проведения исследований в данной области **(стр. 532 – 537).**

SUMMARY

KAKOWSKI I. A.: **Concerning the reciprocal action between the bisulphur and metal surface.** The author studiyng the reversible transformation $2\ RS' - 2e = (RS)_2$ has used two different methods: electrometry and the iodometric volumetry using starch as indicator. (p. 499—502).

URSU T.: **Hydromechanization in pit mining.** After a short report on to day state of hydromechanization applied to mining pit, using the experience of Soviet Union and of other countries as well, the author deals with the possibilities of application of this proceeding to some rumanian pits. (p. 503—509).

NEAGU FL.: **Speed electric current limiter for drilling machine.** It describes the speed electric current limiter for drilling machine with an exact regulating, protecting thus the machine of speed excess in its run, irrespective the tachygraphic scheme (p. 509—514).

TEPELUŞ P.: **Some cases of exact determination by calculating the parameters of tachygraphic schemes with three periods, used at installation of drilling machine.** The above work is useful for blue printing und mining institutes, for electromechanic speciality of mine, (p. 514—524).

BLUM I. and ROSENBERG M.: **Concerning some technical-economical aspects of the treatment and beneficiation of lignite from R.P.R.** (V. Binding matter for the briquetting of lignite). It discloses the result of the tests undertaken of briquetting the lignite with pitch. Finally it prints out that in getting down the cost price it is necessary a previous purification of slack coal (p. 525—531).

IONESCU B. and FLOREA O.: **Concerning some aspects of lignite briquetting.** It analyses the aspects which showed the complexity of phenomena got in briquetting process, finally getting a specific technological process, much different from literature specifications. So, this field needs a special survey (p. 532—537).

SOMMAIRE

KAKOWSKI I. A. : **Sur le caractère de l'action réciproque entre les disulfures et la surface des métaux.** L'auteur a étudié la relation réversible $2RS'-2e = (RS)_2$ Dans ce but on a utilisé deux méthodes différentes : le titrage potentiométrique et le titrage ordinaire volumétrique iodométrique ayant comme indicateur l'amidon. (p. 499—502).

URSU T. : **L'hydromécanisation dans les exploitations charbonnières.** Après une présentation de l'état actuel de l'hydromécanisation appliquée dans les mines de charbon d l'U.R.S.S. et des autres pays, l'auteur fait des considérations sur les possibilités d'application de cette méthode dans quelques mines de la R.P.R. (p. 503—509).

NEAGU FL. : **Régulateur électrique de vitesse pour machines d'extraction.** On décrit un régulateur électrique de vitesse pour machines d'extraction, à réglage précis et capable de protéger la machine contre l'excès de vitesse pendant toute la course, quelque soit la forme du tachygramme. (p. 509—514).

TEPELUŞ P. : **Les cas de la détermination précise par calcul des paramètres des tachygrammes à 3 périodes pour les machines d'extraction.** Cet ouvrage est utile pour les sections des instituts de projection et des écoles minières spécialisées en électro-mécanique minière. (p. 514—524).

BLUM I. et ROSENBERG M. : **Sur quelques aspects techniques et économiques de la préparation et de la valorisation du lignite de la R.P.R.** (V. Le briquetage du lignite à l'aide d'un liant). Les auteurs présentent les résultats des essais de briquetage de lignite à l'aide de goudron. On conclue que pour obtenir un prix de revient convenable il est nécessaire de faire une épuration préalable du lignite fin (p. 525—531).

IONESCO MITI et FLOREA O. : **Quelques aspects du briquetage du lignite.** On relève la complexité des phénomènes qui participent au briquetage du lignite, dont le processus technologique spécifique diffère pour cette raison des indications courantes de la littérature technique, en justifiant ainsi la nécessité des recherches dans ce domaine. (p. 532—537).

INHALTSVERZEICHNIS

KAKOWSKI I. A. : **Über den Charakter der gegenseitigen Wirkung zwischen den Disulfiden und der Oberfläche der Metalle.** Der Verfasser hat die umkehrbare Beziehung $2RS'-2e = (RS)_2$ untersucht. Zu diesem Zweck hat man zwei verschiedene Methoden angewandt : die potentiometrische und die gewöhnliche volumetrische jodometrische Titrierung, mit Stärke als Indikator. (S. 499—502).

URSU T. : **Die Hydromechanisierung in den Kohlenbergbaubetrieben.** Nach einer Darstellung des jetzigen Standes der in den Kohlengruben der U.dS.S.R. und der anderen Länder eingeführten Hydromechanisierung, betrachtet der Verfasser die Anwendungsmöglichkeiten dieser Methode in einigen Gruben der R.V.R. (503—509).

NEAGU FL. : **Elektrischer Geschwindigkeitsregler für Fördermaschinen.** Man beschreibt einen elektrischen Geschwindigkeitsregler für Fördemaschinen, der in der Fahrtreglung mit grosser Genauigkeit arbeitet und die Fähigkeit hat, die Fördermaschinen vor jeden Übertreiben der Geschwindigkeit, unabhängig von der Form des Tachogramms, zu schützen. (S. 509—514).

TEPELUŞ P. : **Die Möglichkeiten der genauen rechnerischen Parameterbestimmung der aus 3 Perioden zusammengesetzten Geschwindigkeitsdiagrammen der Fördermaschinen.** Diese Arbeit kann von den elektromechanischen Fachabteilungen der Bergprojektierungsinstitute und der Bergmännischen Schulen benutzt werden (S. 514—524).

BLUM I. und ROSENBERG M. : **Über einige technischen und wirtschaftlichen Fragen der Aufbereitung und der Verwertung der rumänischen lignitischen Braunkohle** (V. Brikettierung der Lignitkohle mit Bindemittel). Die Verfasser stellen die bei der Brikettierung des Lignits mit Pech als Bindemittel erzielten Versuchsergebnisse dar. Man schliesst zu, dass für die Erreichung eines niedrigeren Kostenpreises eine entsprechende Reingung der Feinkohle notwendig wird. (S. 525—531).

IONESCU MITI und FLOREA O. : **Einige Probleme der Brikettierung von Lignitkohle.** Man weis auf die Mannigfaltigkeit der in dem Brikettierungsvorgang des Lignits mitwirkenden Phänomene auf, die diesen eigenartigen technologischen Vorgang von den anderen üblichen, in der Fachliteratur angegebenen Vorgängen, unterschiedlich und die auf diesem Gebiet durchzuführenden Versuche notwendig machen. (S. 532—537).

La a 40-a aniversare a Marei Revoluții Socialiste din Octombrie

Ing. I. MINEU
MINISTRUL MINELOR

Data de 7 Noiembrie 1917 marchează cel mai important eveniment al secolului nostru: victoria Marii Revoluții Socialiste din Octombrie, cucerirea puterii politice de către proletariatul aliat cu țărănimea muncitoare, sub conducerea Partidului Comunist, și crearea primei țări socialiste de pe glob — Uniunea Republicilor socialiste Sovietice.

Intre numeroasele revoluții cunoscute în istoria omenirii, Revoluția din Octombrie a fost măreață atît prin caracterul său cu adevărat popular, cît și prin sarcinile și țelurile sale. Impunîndu-și realizarea aspirațiilor de veacuri ale oamenilor muncii, Revoluția din Octombrie a anunțat pentru prima oară în lume sfîrșitul oricărei exploatări a omului de către om, pe întinderile Rusiei.

Noua orînduire socială — orînduirea sovietică socialistă — a descătușat energia inepuizabilă a popoarelor asuprite. Muncitorii și țăranii din Uniunea Sovietică au demonstrat că sînt capabili nu numai să răstoarne puterea capitaliștilor și moșierilor, ci să asigure și o dezvoltare nemaiîntîlnită a forțelor de producție.

În cei 40 de ani de existență, statul sovietic trecînd prin grele încercări, a parcurs un drum victorios, demonstrînd de fiecare dată superioritatea categorică a sistemului economic socialist.

Trebuie subliniat faptul că sarcina construirii socialismului în U.R.S.S. a fost deosebit de grea în condițiile încercuirii capitaliste, a blocadei economice din partea puterilor imperialiste, a lipsei cadrelor de specialiști. A trebuit ca oamenii sovietici să înceapă cu reconstrucția economiei, ruinate de războiul civil, dezlănțuit de reacțiunea internă, sprijinită de intervenția armată a celor 14 state imperialiste, care urmăreau lichidarea în față a primului stat al muncitorilor și țăranilor.

În această situație, Partidul Comunist, în frunte cu V. I. Lenin, a arătat necesitatea dezvoltării tuturor ramurilor economiei naționale, trasînd sarcina industrializării socialiste a țării prin dezvoltarea cu precădere a industriei grele. Puterea creatoare a poporului sovietic a fost călăuzită cu pricepere în direcția construirii unor giganți ai industriei socialiste, pe baza însușirii tehnicii noi.

Îndeplinirea cu succes a primelor planuri cincinale a determinat lichidarea înapoierii economice și culturale a tuturor popoarelor din U.R.S.S., a transformat țara sovietică dintr-o țară agrară într-una industrială.

Despre trăinicia și superioritatea sistemului economic socialist și despre eroismul poporului sovietic, ne vorbește cu tărie strălucita victorie a armatei sovietice asupra celei mai puternice mașini de război pe care a cunoscut-o omenirea, armata hitleristă, victorie prin care popoarele au fost salvate de robia fascistă.

Cu toate rănile pricinuite de război, economia socialistă s-a refăcut uimitor de rapid.

Realizarea celui de al 4-lea și al 5-lea plan cincinal, au permis Uniunii Sovietice să mărească producția industrială de 3,5 ori față de anul 1940. În anul 1957 volumul global al producției industriale depășește de 33 de ori nivelul anului 1913. În ritmul cel mai înalt se dezvoltă producția mijloacelor de producție. În Rusia prerevoluționară, producția mijloacelor de producție reprezenta numai o treime din producția industrială, pe cînd în anul 1956 ponderea acesteia se ridică la peste 70%. Avînd la bază dezvoltarea cu precădere a industriei grele s-au creat posibilități pentru creșterea producției bunurilor de larg consum. În 1957 volumul producției bunurior de larg consum va spori în Uniunea Sovietică de 13 ori în comparație cu anul 1913.

Astăzi Uniunea Sovietică este una dintre cele mai puternice țări din lume din punct de vedere economic. Ea ocupă primul loc în Europa și al doilea în lume în ceea ce privește volumul producției industriale.

În fața poporului sovietic se pune acum în întreaga ei măreție, sarcina de a ajunge și de a depăși, într-un termen scurt, cele mai dezvoltate țări capitaliste în ce privește producția pe cap de locuitor, de a crea baza tehnico-materială a comunismului.

Programul concret al construirii comunismului în etapa actuală a fost trasat de cel de al XX-lea Congres al P.C.U.S. Luptînd pentru aplicarea consecventă a hotărîrilor Congresului al XX-lea, C.C. al Partidului Comunist a inițiat importante măsuri pentru dezvoltarea agriculturii și valorificarea pămînturilor înte-

lenite, accelerarea progresului tehnic, reorganizarea conducerii industriei și construcțiilor, precum și un șir de măsuri pentru ridicarea bunei stări a poporului sovietic, măsuri pe care poporul sovietic le înfăptuiește cu entuziasm.

Atenția și sprijinul puternic acordat oamenilor de știință sovietici au deschis mari perspective științei și tehnicii moderne.

Realizările Uniunii Sovietice în acest domeniu au uimit întreaga lume. Prima centrală electrică atomică, prima rachetă balistică intercontinentală, primii sateliți artificiali ai pămîntului — iată roadele muncii savanților sovietici.

Ideile Marelui Octombrie au exercitat o uriașă influență asupra mișcării muncitorești din toate statele capitaliste. Popoare care au fost ținute veacuri de-a rîndul sub asuprirea colonială, au văzut în lupta proletariatului rus calea spre eliberarea națională, au trecut la acțiuni hotărîte pentru înlăturarea dominației imperialiste.

Astăzi, Uniunea Sovietică se bucură de o înaltă apreciere în ochii tuturor popoarelor, nu numai datorită marii sale puteri economice și militare de care dispune, ci mai ales datorită faptului că în toate marile probleme internaționale poziția sovietică corespunde intereselor maselor largi populare din toate țările.

Pe calea deschisă de Revoluția Socialistă din Octombrie a pășit cu hotărîre marele popor chinez și alte popoare, printre care și poporul nostru. Socialismul s-a transformat într-un sistem mondial. Relațiile noi, statornicite între țările socialiste, sînt caracterizate prin deplina egalitate în drepturi și respectul independenței și suveranității naționale, prin strînsă colaborare economică și ajutor reciproc prietenesc.

Uriașa experiență dobîndită de Uniunea Sovietică în decursul celor 40 de ani de construcție socialistă, ușurează mult înaintarea spre socialism a țării noastre, ca și a tuturor celorlalte țări care s-au desprins din sistemul capitalist.

Uniunea Sovietică acordă un puternic ajutor internaționalist țărilor socialiste. Ajutorul sovietic are un rol imens pentru avîntul economiei și dezvoltarea multilaterală a țării noastre.

★

Dintre diversele sectoare de activitate ale economiei noastre naționale, ajutorul tehnico-material al marelui prieten — poporul sovietic — s-a făcut simțit într-o mare măsură în industria minieră și în special în cea carboniferă.

Înainte de 23 August 1944 industria minieră din Republcia Populară Romînă se găsea într-o situație destul de înapoiată. Cu unele excepții, ea se caracteriza prin mine mici, slab dezvoltate, în care majoritatea operațiilor se executau manual, minerii fiind supuși la eforturi fizice mari.

Această situație a fost o urmare directă a politicii proprietarilor de mine, capitaliști romîni și străini, care erau interesați doar în obținerea unor profituri maxime, prin exploatarea de jaf a subsolului țării. Neglijarea măsurilor de protecție și securitate a muncii în subteran, expunea pe mineri la îmbolnăviri și accidente.

Instaurarea puterii populare în țara noastră a însemnat lichidarea definitivă a unor asemenea concepții de exploatare a bogățiilor țării noastre. Partidul și guvernul democrat popular, trasînd sarcina refacerii și dezvoltării economiei noastre naționale pentru construirea bazei materiale a socialismului, a acordat și acordă o atenție deosebită dezvoltării minieritului din țara noastră.

Masivele investiții îndreptate înspre industria minieră, realizările social-culturale, salarizarea preferențială a muncitorilor mineri, primele de vechime, măsurile de ordin sanitar și cultural, măsurile privind aprovizionarea etc., oglindesc grija partidului și guvernului pentru a crea și îmbunătăți necontenit condițiunile de muncă și de trai în regiunile miniere ale țării noastre.

Locul uneltelor primitive a fost luat de mașini și utilaje moderne, importate în mare parte din Uniunea Sovietică.

În anii puterii populare au fost luate măsuri în scopul scutirii muncitorilor de eforturile fizice grele cerute de operațiunile de tăiere a făgașului și de încărcare. Pentru mecanizarea acestor operații, s-au introdus haveze și mașini de încărcat.

Unul dintre rezultatele importante dobîndite în direcția mecanizării s-a obținut în domeniul transportului. Numărul locomotivelor. al transportoarelor cu bandă și cu raclete a fost sporit considerabil, în primul rînd prin importurile efectuate din Uniunea Sovietică.

În felul acesta mecanizarea operațiilor respective a atins indici superiori.

În abataje, cantitatea de cărbune extrasă care se transportă cu mijloace mecanizate a crescut de la 58,5% în anul 1951, la 75,5% în anul 1957.

Pe galeriile principale, nivelul mecanizării transportului a crescut de la 89,3% în anul 1953 la 95% în anul 1957, în sectorul minereurilor și de la 80,5% în anul 1951, la 88,6% în anul 1957, în sectorul carbonifer.

Cifrele arătate mai sus indică nivelurile medii de mecanizare pe întreaga industrie minieră. De fapt însă, există mine ca Lupeni și Petrila unde principalele operații și în special transportul au fost, încă din primul cincinal, integral mecanizate.

Minele vechi au fost reconstruite, sistematizate, modernizate pe baza unor planuri întocmite în institutele noastre de proiectare și cu sprijinul celor sovietice.

Modernizarea și perfecționarea procesului de extracție în minele noastre este strîns legată

de introducerea și folosirea unor mașini și utilaje de înaltă productivitate ca transportoarele blindate, mașinile de havat ,perforatoarele electrice, trolii, mașini de extracție și altele.

Folosind documentația tehnico-științifică sovietică, industria noastră constructoare de mașini a trecut la producția în țară a utilajelor minere, ca: locomotive electrice cu acumulatori, locomotive Diesel, compresoare, mașini de încărcat, aparataje electrice antigrizutoase, ventilatoare, trolii puternice etc.

Folosind experiența U.R.S.S. s-a început electrificarea minelor prin înlocuirea consumatorilor cu aer comprimat prin consumatori electrici. Prin punerea în funcțiune a termocentralei de la Paroșeni — rod al colaborării româno-sovietice — a fost satisfăcut necesarul de energie electrică pentru bazinul carbonifer Valea Jiului, ieftinîndu-se costul acesteia față de cea produsă în uzinele vechi.

Deși metoda de exploatare cu front lung era aplicată la noi, extinderea ei s-a datorat într-o mare măsură experienței dobîndite de industria minieră sovietică și rezultatelor aplicării acestei metode de lucru, oglindite în literatura tehnică sovietică.

În domeniul minereurilor, introducerea screperelor la transportul în abatajele minelor din regiunea Baia Mare s-a făcut folosind documentația sovietică. La unele exploatări de minereuri se aplică metoda sovietică de pușcare cu găuri lungi sau cea cu camere și pușcare în masă, obținîndu-se o creștere apreciabilă a productivității muncii.

Înființarea serviciilor de aeraj, întocmirea noilor norme de tehnica securității și introducerea altor procedee și metode de lucru, care dovedesc grija față de om, au fost mult ajutate folosind experiența bogată a mineritului din Uniunea Sovietică.

Creșterea gradului de mecanizare, măsurile luate în ultima vreme pentru asigurarea stabilității cadrelor de mineri — condiție principală a ridicării calificări —, reducerea personalului indirect productiv în favoarea celui direct productiv, au determinat o etapă nouă în dezvoltarea mineritului în țara noastră, pe baza ridicării continue a productivității muncii.

Între anii 1950—1956 productivitatea valorică a muncii în sectorul minereurilor a avut o creștere de cca 47%.

În sectorul carbonifer, unde începînd din anul 1950 s-a desfășurat un larg program de sistematizare a minelor existente și de dezvoltare a minelor noi, în special în bazinele de lignit, productivitatea fizică a muncii în anul 1957 (primele trei trimestre), a crescut în medie, față de anul 1950 cu peste 25%.

Învățînd din experiența minerilor sovietici, muncitorii, inginerii și tehnicienii din industria noastră minieră aplică cu succes principiile moderne de exploatare și preparare a cărbunelui și minereurilor.

Necesitatea perfecționării continue a procesului de extracție în minele noastre impune orientarea mecanizării operațiilor miniere în funcție de condițiile specifice zăcămintelor din țara noastră.

În domeniul tăierii se cere extinderea și generalizarea perforajului electric, folosirea suporților pneumatici la perforarea pneumatică, aplicarea unor procedee avansate de plasare a găurilor, perfecționarea sistemului de burare etc.

Practica minerilor noștri a arătat că mecanizarea lucrărilor în abatajele frontale poate fi realizată prin introducerea transportoarelor blindate, a havezelor cu cormană, a susținerii metalice în consolă etc.

O sarcină de cea mai mare însemnătate pentru lucrătorii din industria noastră minieră este asigurarea creșterii continue a productivității muncii în toate sectoarele și în special în ramura carboniferă. Aceasta este o condiție esențială a ridicării rentabilității întreprinderilor miniere. Asigurarea reducerii prețului de cost poate fi asigurată într-o măsură însemnată în același timp și printr-o rațională folosire a mecanismelor, mașinilor și instalațiilor existente, ca și prin introducerea în producție cu mai multă hotărîre a acelor mașini, procedee și metode de lucru, care și-au dovedit superioritatea în condițiile zăcămintelor noastre.

Una din principalele preocupări ale colectivelor de inovatori mineri este găsirea acelor utilaje, mașini și procedee de lucru, care să rezolve problema mecanizării încărcării în toate categoriile de lucrări. Fără îndoială că acordînd întreaga atenție mecanizării acestei operații, care constituie încă un punct de strangulare în extracție, vom reuși să ridicăm productivitatea muncii pe o treaptă din ce în ce mai înaltă.

Dezvoltarea producției de cărbune superior în țara noastră este strîns legată de problema degazării minelor grizutoase. Pentru a înlătura pericolul pe care-l prezintă emanațiile de metan, trebuie studiate condițiile specifice minelor noastre, în scopul determinării metodelor adecvate de degazare .

În rezolvarea acestei probleme, inginerii români au fost ajutați de specialiști sovietici, care au studiat la fața locului condițiile specifice de la minele noastre și au participat la elaborarea unor proiecte de degazare.

Ținînd seama de realizările obținute în industria minieră sovietică, Institutul de Proiectări Miniere are datoria de a proiecta mai economic, de a asigura pătrunderea progresului tehnic prin studierea și aplicarea tehnicii și tehnologiei de prim rang în minieritul nostru.

După modelul celor sovietice, a fost creat în Valea Jiului Centrul de Cercetări pentru securitatea minieră.

S-au fabricat și s-au experimentat noi tipuri de explozivi, de siguranță mărită, pentru lucru

în minele de cărbuni. Totodată, în urma studiilor făcute, s-a trecut la fabricarea în țară a capselor electrice, lucru care a permis generalizarea pușcării electrice.

În baza literaturii și documentației sovietice, este în curs de pregătire, în anul 1957, trecerea la metoda de exploatare cu subetaje la unele mine din regiunea Baia Mare, urmînd ca după experimentare, această metodă, care permite mărirea simțitoare a productivității muncii în abataj, să fie extinsă.

Industria minieră din țara noastră a primit și continuă să primească un sprijin prețios în problemele de cercetare care privesc nevoile cele mai acute ale industriei noastre.

În domeniul preparării, specialiștii sovietici au studiat și au indicat măsurile de reglare și control a fluxului tehnologic și au făcut studiul preparării unor minereuri care prezintă greutăți în preparare și pentru prepararea cărora se continuă la noi cercetările potrivit studiului elaborat în U.R.S.S. S-a studiat de asemenea posibilitatea cocsificării cărbunilor românești prin procedeul Sapojnicov ș.a.m.d.

Progresele realizate în ultimii ani în domeniul preparării minereurilor și cărbunelui au contribuit în mod efectiv la mărirea cantității de producție marfă. Îmbunătățirea indicilor de recuperare a uzinelor de preparare a făcut posibilă extragerea unor cantități sporite de concentrate din aceeași cantitate de minereu brut

Este o datorie a cercetătorilor și lucrătorilor din industria prelucrătoare a minereurilor și cărbunelui de a îmbunătăți neîncetat tehnologia preparării, pentru a valorifica cît mai economic și cît mai complex rezervele noastre de minereuri și de cărbune.

În această direcție, ca și în scopul perfecționării procesului de extracție, prin stabilirea celor mai adecvate mașini, instalații și procedee care să asigure mecanizarea complexă a lucrului în subteran, colectivului Institutului de cercetări miniere al Ministerului Minelor îi revine un rol important.

Institutul de cercetări miniere a primit din U.R.S.S. o importantă aparatură de cercetare, cu ajutorul căreia pot fi experimentate procedee moderne și avansate de lucru în prepararea minereurilor.

De un mare folos pentru activitatea de cercetări din țara noastră este schimbul de specialiști, lucru care a făcut posibilă cunoașterea concretă a ultimelor noutăți în materie, în urma cercetărilor din cadrul institutelor de specialitate din U.R.S.S. Pentru însușirea și aprofundarea procedeelor moderne, au fost trimiși în Uniunea Sovietică cercetători care au urmărit și au învățat, în cadrul schimbului de experiență metodele specialiștilor sovietici.

În anii de după Războiul pentru Apărarea Patriei, în Uniunea Sovietică au fost concepute noi mașini, utilaje și mecanisme, cum sînt: combinele de cărbune și de înaintare, mașini de încărcat, mașini de havat, de mare capacitate, transportoare cu raclete de diferite tipuri, locomotive electrice de tipuri mari, susțineri metalice și din beton armat. Toate acestea au permis ca încă la sfîrșitul celui de al IV-lea cincinal să se termine mecanizarea havării și tăierii cărbunelui, a transportului cărbunelui și a încărcării lui în vagoane de cale ferată, să se treacă la mecanizarea pe scară largă a încărcării cărbunelui în abatajele cu front lung, a încărcării cărbunelui și sterilului la săparea lucrărilor miniere. Lucrătorii din industria minieră sovitică au căpătat o vastă experiență în domeniul organizării producției. Sînt îmbunătățiți continuu indicii de utilizare a utilajului.

Cu o atenție deosebită se urmărește perfecționarea procesului de extracție în abatajele cu front lung, pe baza utilizării transportoarelor flexibile și introducerii susținerii mecanizate.

Industria minieră sovietică este orientată astăzi în spre metode noi de exploatare a cărbunilor, ca gazeificarea subterană și metoda hidraulică de exploatare, care asigură o productivitate superioară celor mai mecanizate mine cu condiții similare de zăcămînt.

Ținînd seama de realizările industriei miniere sovietice lucrătorii din industria minieră din țara noastră au datoria a promova cu tenacitate și curaj tehnica nouă și noua tehnologie în extracția cărbunelui și a minereurilor. Folosind documentații și utilaje sovietice, într-o serie de mine grizutoase va trebui aplicată metoda degazării. În acest mod, se vor putea da în exploatare cu capacități și productivități sporite noi rezerve de cărbuni cocsifiabili. Experiența sovietică este foarte folositoare în scopul dezvoltării exploatărilor la zi a zăcămintelor de cărbuni, la săparea lucrărilor miniere cu ajutorul combinelor, la crearea unei combine capabile să lucreze în condițiile zăcămintelor de lignit din R.P.R., precum și la îmbunătățirea indicilor și automatizarea proceselor de producție din subteran și din uzinele de preparare a minereurilor și cărbunilor.

Fără îndoială că muncitorii, inginerii și tehnicienii din industria noastră minieră, folosind ajutorul prețios primit din partea Uniunii Sovietice, în cadrul colaborării tehnico-economice, vor obține noi victorii în bătălia pentru mai mult cărbune, mai mult fier, mai multe minereuri și substanțe minerale utile, necesare în opera de construire a socialismului în patria noastră.

Asupra caracterului acțiunii reciproce dintre disulfuri și suprafața metalelor*)

Prof. I. A. Kakowski
Institutul Politehnic — Ural

La prepararea prin flotație a minereurilor care conțin metale native se întrebuințează, în calitate de colector, adesea, disulfuri, care sînt produse de oxidare a unor anioni ai colectorilor sulfhidrici, ca de exemplu: dixantogenații $(ROCSS)_2$**), tiorandisulfurie $(RNCSS)_2$ și altele (1-pag. 426; 2, 2-a pag. 29—30).

Acești reactivi, selectivi și foarte stabili atît în mediu acid cît și alcalin, se recomandă în special pentru minereurile care conțin cupru și aur metalic.

De obicei, se consideră că reactivii de acest tip nu sînt capabili pentru fixarea chimică la suprafața metalelor (1 pag. 426) și practica aplicării lor este un indiciu serios contra presupunerii teoriei chimice în teoria flotației. Era interesant să se studieze această problemă în amănunt, deoarece aprecierea termodinamică a posibilității reacției chimice era imposibilă din cauza lipsei constantelor corespunzătoare.

Ionii compușilor sulfhidrici, după unele proprietăți, se aseamănă cu proprietățile unor halogeni: la oxidare dau molecule neutre de disulfuri, iar acestea, prin reducere, dau din nou forma ionică. Ultimul fapt se folosește deseori în sinteza chimică organică (de exemplu în sinteza mercaptanilor — v. 3 pag. 455, 4—248, 5—323, 6 705—706, 7—148) și în polarografie (9—71).

Stabilitatea legăturii chimice a ambelor grupe ale moleculelor de disulfuri se determină prin densitatea norului electronic dintre ele, prin caracterul nucleului central al grupei și structura părții ei apolare.

Atomul de P în tiofosfați atrage mai puternic norul electronic al sulfului și slăbește legătura dintre atomii simetrici de S ai disulfurii, decît atomul de C în dixantogenați. De aceea, ionul de xantogenat se oxidează mai ușor decît ionul de ditiofosfat (10 pag. 286). Din același motiv, mercaptanii alifatici se oxidează mai ușor decît cei aromatici.

Prin introducerea în grupa apolară de substituenți cu o asemănare mare cu a electronului sau în număr mare, se pot obține radicali liberi ai compușilor de sulf „monovalent" (11 pag. 151), analogi radicalilor carbonului liber de tipul trifenilmetanului (12 pag. 45—72).

In solvenții apolari, care solvatează puternic molecula disulfurii, se ușurează ruperea ei în grupele RS. Reversibilitatea procesului $2\,RS' - 2e = (RS)_2$ era pusă la îndoială (13 pag. 281), dar în ultimele lucrări referitoare la oxidarea cisteinei [14] această observație n-a fost confirmată.

Noi am studiat ditiofosfații și dixantogenații care n-au fost studiați de alți autori.

Procesul $2(RO)_2\,PSS' - 2\,e = (RO)_2\,PSSSP\,(RO)_2$ este complet reversibil. Acționînd asupra disulfurii dietilditiofosfatului (care se obține prin oxidarea ionului ditiofosfatului cu iod sau brom) cu iodură de potasiu se poate contesta separarea de iod.

Dacă acest iod se înlătură, de exemplu cu tiofosfat, el se separă din nou pînă cînd întreaga disulfură se transformă în ionul ditiofosfat cu reacțiile specifice lui (formare de precipitate cu ionii de metale grele, cu care disulfura nu reacționează). Analog se comportă și mercaptanii (de exemplu mercaptobenztiazolul), numai că, în acest caz, echilibrul depinde de aciditatea mediului, întrucît mercaptanii sînt acizi slabi, în timp ce ditiofosfații sînt acizi puternici.

Noi am studiat reacția reversibilă $2\,RS' - 2\,e = (RS)_2$ pentru exemplul ditiofosfatului de etil și a xantogenatului. Pentru acest scop s-au folosit două metode deosebite: titrarea potențiometrică și titrarea obișnuită volumetrică iodometrică, cu amidon ca indicator.

a) *Titrarea potențiometrică*

Soluția colectorul s-a titrat cu o soluție 0,01 *N*. Electrodul inert — de platină, electrod

*) Comunicare făcută la Institutul de Mine — București, în mai 1957.

**) Denumirea industrială Minerec.

de comparare, electrod de calomel 0,1 *N* — al cărui potențial s-a determinat în raport cu electrodul de H. Pentru evitarea potențialului de difuzie, colectorul nu s-a dizolvat în apă, ci într-o soluție de KCl 0,1 *N* la temperatura de 25°C. Deoarece disulfura este practic insolubilă în apă, potențialul electrodului depinde numai de activitatea ionilor de colector în apă $E = E_0 = 0{,}05914 \log C\gamma$

Coeficientul de activitate de tiofosfat în soluție de KCl se calculează conform formulei $\log. \gamma_{Af'} = \log. \gamma_d + 0{,}25\ \mu_c$ care s-a calculat pentru fiecare punct prin citirea cantității de substanță oxidată din concentrația inițială a colectorului, știind diluția soluției la titrare.

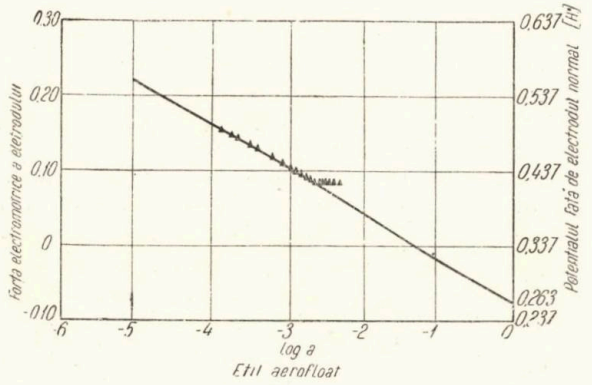


Fig. 1.

In fig 1 sînt arătate rezultatele încercărilor. Pe ordonată s-a trecut potențialul electrodului de Pt după scara H, iar pe abscisă logaritmul activității ionilor de colector.

Punctele se plasează bine pe dreapta cu unghi teoretic de 0,05914. Punctele inițiale se abat puțin, deoarece soluția nu este saturată cu disulfuri și nu s-a stabilit încă echilibrul, ultimele se abat în apropiere de punctul de echivalență (la titrarea cu ditiofosfat datorită reversibilității reacției de oxidare). Prin extinderea liniei pînă la punctul log. $a = 0$ sau $a = 1$ găsim potențialul standard al reacției. Pentru ditiofosfat de etil $E_0 = +0{,}263$ *v*, iar pentru xantogenat $E_0 = -0{,}025$ *v*.

b) *Titrarea volumetrică potențiometrică cu amidon*

Se pregătește o soluție de dietiltiofosfat de Na cît mai pur cu concentrația 10^{-3} g/l. S-au luat 50 cm³ din această soluție, s-au adăugat cîte 5 cm³ soluție de amidon și iodură de K (de la 0,15—1 g) și s-au titrat cu o soluție de 0,01 *N.I* pînă la redispariția culorii albastre.

După concentrația inițială de tiofosfat și după cantitatea de soluție de I consumată, s-a calculat concentrația ditiofosfatului inoxidat (tabela 1 col. II).

Rezultatele încercărilor și calculele sînt arătate în tabela 1.

Tabela 1)*

Echilibrul concentrației ioni—g/l		$f = \frac{(I')^8}{(Af')^2}$	$f' = \frac{(I')^3}{(Af')^2}$
I'	$(C_2H_5O)_2$ P S S		
0,0034	$0{,}30 \cdot 10^{-4}$	$0{,}05 \cdot 10^3$	$1{,}28 \cdot 10^4$
0,0184	$0{,}95 \cdot 10^{-4}$	$0{,}69 \cdot 10^3$	$3{,}75 \cdot 10^4$
0,034	$1{,}85 \cdot 10^{-4}$	$1{,}16 \cdot 10^2$	$3{,}38 \cdot 10^4$
0,044	$2{,}50 \cdot 10^{-4}$	$1{,}35 \cdot 10^3$	$3{,}10 \cdot 10^4$
0,054	$3{,}55 \cdot 10^{-4}$	$1{,}24 \cdot 10^2$	$2{,}31 \cdot 10^4$
0,054	$4{,}05 \cdot 10^{-4}$	$0{,}96 \cdot 10^3$	$1{,}78 \cdot 10^4$
0,065	$4{,}65 \cdot 10^{-4}$	$1{,}26 \cdot 10^3$	$1{,}95 \cdot 10^4$
0,070	$5{,}10 \cdot 10^{-4}$	$1{,}32 \cdot 10^3$	$1{,}38 \cdot 10^4$
0,075	$5{,}80 \cdot 10^{-4}$	$1{,}25 \cdot 10^3$	$1{,}67 \cdot 10^4$
0,081	$6{,}30 \cdot 10^{-4}$	$1{,}34 \cdot 10^3$	$1{,}65 \cdot 10^4$
0,037	$6{,}80 \cdot 10^{-4}$	$1{,}43 \cdot 10^2$	$1{,}64 \cdot 10^4$
0,110	$8{,}40 \cdot 10^{-4}$	$1{,}84 \cdot 10^2$	$1{,}71 \cdot 10^4$

In tabela 1 sînt dați factorii de proporționalitate pentru două reacții posibile ale ditiofosfatului.

$$2\,Af' + I'_3 = (Af)_2 + 3I' \qquad (1)$$

$$2\,Af' + 2_2 = (Af)_2 + 2I' \qquad (2)$$

Constanta de echilibru într-un caz și celălalt este egală cu:

$$K_1 = \frac{(Af)_2}{I'_3\, I}\, f \text{ și } K_2 = \frac{(Af)_2}{I_2\, I}\, f'.$$

Considerînd că sensibilitatea reacției iodului cu amidon este de 10^{-5} g/l (15 pag. 31) și introducînd expresia constantei de echilibru pentru soluția saturată cu disulfit ca și cum activitatea ei ar fi egală cu unitatea, obținem:

$$K_1 = 1{,}3 \times 10^3 \times 10^5 = 1{,}3 \times 10^8$$

iar $$K_2 = 1{,}7 \times 10^4 \times 10^5 = 1{,}7 \times 10^9$$

După rezultatele încercărilor arătate în tabela 1 nu se poate trage concluzia care dintre reacții reprezintă mai corect procesul de oxidare a ditiofosfatului cu iod.

Vom calcula potențialul standard de oxidare a ditiofosfatului utilizînd valoarea constantei de echilibru:

$$E_0 = +0{,}536^{(**)} - 0{,}02957 \log K_1 = 0{,}296\ v$$

$$E_0 = +0{,}536^{(**)} - 0{,}02957 \log K_2 = 0{,}263\ v.$$

Valoarea găsită se abate foarte puțin de la valoarea determinată prin metoda potențiometrică ($E_1 = +0{,}263$ *v*).

Analizînd neclaritatea relativă arătată mai sus, a tipului ecuației de oxidare a ditiofosfatului cu I, noi acordăm o importanță mai mare rezultatului obținut pe cale potențiometrică, pe cînd rezultatele obținute prin titrarea cu amidon le considerăm numai că întăresc cele obținute prin alte metode.

---

*) Aici și mai departe prin simbolul *Af* prescurtat se notează grupa ditiofosfatului, iar cu *x* a xantogenatului.

**) + 0,536 Potențialul standard de oxidare atît pentru I solid cît și pentru I'_3.

Pentru celelalte calcule potențialul de oxidare al etilditiofosfatului va fi = 0,26 *v* iar al etilxantogenatului cu 0,02 *v*. Este interesant de subliniat oxidabilitatea mai ușoară a xantogenatului în comparație cu a ditiofosfaților și oxidarea foarte incompletă a ditiofosfatului cu I, fapte care trebuie luate în considerare la analiză (mai amănunțit vezi 10 pag. 286).

Avînd datele necesare, dăm mai jos calculele reacțiilor dintre disulfuri și metale.

Pentru dietilditio fosfat-disulfit și cupru*)

$Cu = e = Cu^+ \quad \Delta g_1^0 = n\,F\,E = 23070{,}8/ + 0{,}522/ = +12040$ cal.

$^1/_2\,Af + e = Af' \quad \Delta g_2^0 = n\,F\,E = 23070{,}8/ - 0{,}260/ = -600$ cal.

$Cu^+ + Af' = Cu\,Af \quad \Delta g_3^0 = 1364{,}3 \log L_p =$
$= 1364{,}3 \log 2.10^{-16} = -21420$ cal.

$Cu + {}^1/_2 Af = Cu\,Af \quad \Delta g^0 = \Delta g_1^0 + \Delta g_2^0 + \Delta g_3^0 = -15380$ cal.

Pentru argint:

$Ag - e = Ag^+ \quad \Delta g_0^1 = 23070.8/ + 0{,}7991/ = +18436$ cal.

$^1/_2\,A/ + e\,Af' \quad \Delta g_2^0 = -6000$ cal.

$Ag + Af' = Ag\,Af \quad \Delta g_3^0 = 1364.3 \log 1{,}5.10^{-16} = -21886$ cal.

$Ag + {}^1/_2\,Af_2 = Ag\,Af \quad \Delta g^0 = -9450$ cal.

Pentru aur:

$Au - e = Au^+ \quad \Delta g_1^0 = 23070{,}8/ + 1{,}68/ = +38760$ cal.

$^1/_2\,Af_2 + e = Af' \quad \Delta g_2^0 = -6000$ cal.

$Au^+ + Af' = Au\,Af \quad \Delta g_3^0 = 1364.3 \log 6.10^{-27} = -35780$ cal.

$Au + {}^1/_2\,Af = Au\,Af \quad \Delta g^0 = -3020$ cal.

Pentru mercur:

$Hg - 2e = Hg^{++}$

$Af_2 + 2e = 2\,Af' \quad \Delta g_1^0 = 2 \times 230{,}70.8/ + 0{,}853/ = +139360$ cal.

$\Delta g_2^0 = -12000$ cal.

$Hg + 2\,Af' = Hg\,Af_2 \quad \Delta g^0{}_3 = 1364.3 \log 1{,}15.10^{-32} = -43580$ cal.

$Hg + Af_2 = Hg\,Af_2 \quad \Delta g^0 = -16{,}220$ cal.

Pentru dixantogenatul etilic obținem analog.

$Cu - e = Cu^+ \quad \Delta g_1^0 = +12040$ cal.

$^1/_2\,x + e = x' \quad \Delta g_2^0 = 23070{,}8\,(+0{,}02) = +460$ cal.

$Cu + X' = Cu\,X \quad \Delta g_3^0 = 1364{,}3$ log. $6.210^{-20} = -26310$ cal.

$Cu + {}^1/_2\,X_2 = Cu\,X \quad \Delta g^0 = -13710$ cal.

*) Activitățile arătate ale substanțelor sînt extrase din 10 pag. 282—286. Pentru ditiofosfați și xantogenați de Cu și Ag, sînt date valori noi obținute de autor. Energiile libere ale ionilor metalici sînt luate din 16.

$Ag - e = Ag^+ \quad \Delta g_1^0 = +18436$ cal.

$^1/_2\,X_2 + e = X' \quad \Delta g_2^0 = +460$ cal.

$Ag^+ + X' = AgX \quad \Delta g_3^0 - 1364{,}4 \log 4{,}5.10^{-19} = -25030$ cal.

$Ag + {}^1/_2\,X_2 = Ag\,X \quad \Delta g^0 = -6134$ cal.

$Au - e = Au^+ \quad \Delta g_1^0 = +38760$ cal.

$^1/_2\,X_2 + e = X' \quad \Delta g_2^0 = +460$ cal.

$Au^+ + X' = Au\,X \quad \Delta g_3^0 = 1364{,}3 \log 6.10^{-30} = -39840$ cal.

$Au + {}^1/_2\,X_2 + Au\,X \quad \Delta g^0 = -650$ cal.

$Hg - 2e = Hg^{++} \quad \Delta g_1^0 = +39360$ cal.

$X_2 = 2e = 2\,X' \quad \Delta g_2^0 = +920$ cal.

$Hg^{++} + 2X' = HgX_2 \quad \Delta g_3^0 = 1364{,}3 \log 1{,}510^{-38} = -51600$ cal.

$Hg + X_1 = Hg\,X_2 \quad \Delta g^0 = -11320$ cal.

Pentru comparație dăm în tabela următoare pierderile energiilor libere de reacție, în calorii, între cupru, argint, aur, mercur și ditiofosfat disulfură, dixantogenat și iod liber în stare solidă, raportînd rezultatele la echivalentul unui metal liber.

	Cu	Ag	Au	Hg
$Me + {}^1/_2\ I_2 = Me\ I$	−1662	−15866	− 760	−12035
$Me + {}^1/_2 Af_2 = Me\,Af$	−15380	− 9450	−3020	− 8110
$Me + {}^1/_2\,X_2 = Me\,X$	−13710	− 6134	− 650	− 5660

Cuprul reacționează practic egal cu toți trei oxidanții, argintul și mercurul are o afinitate mai mare pentru iod decît pentru ceilalți colectori, iar la aur afinitatea este egală față de I și dixantogenat, însă este mai mare față de dietilditiofosfat-disulfură decît față de I. Este interesant de menționat că ditiofosfat-disulfurile reacționează mai activ cu metalele decît dixantogenurile.

Comparația cu iodurile arătate mai sus, care este cunoscută din chimia preparativă, dovedește că reacțiile de formare a iodurilor de Ag, Cu și Au (proba de iod asupra Au) se desfășoară atît la suprafață, cît și în interior, fără complicații.

Noi am studiat experimental reacția dintre disulfuri și pulbere de Cu metalic. Reacțiile se desfășoară atît în mediul apos (contact indirect dintre sulfură și Cu), cît și în soluție de benzol foarte intensiv și repede, nelimitîndu-se numai la suprafață. În curs de o zi tot praful de Cu se transformă în xantogenat de cupru. Dixantogenatul nu reacționează cu ionii de cupru. Pe Ag pelicula de dixantogenat se obține mai compactă și după formarea peliculei vizibile reacția se încetinește. Cuprul reacționează și

mai activ cu tiurodisulfit $[(C_2H_5)_2\ NCSS]_2$, formîndu-se exclusiv dietiltiocarbonat de Cu greu solubil ($L_p \cong 10^{-28}$)

Astfel, pe calea calculelor termodinamice şi pe cale experimentală s-a arătat că, la flotaţia metalelor, disulfurile reacţionează chimic cu ele, cu formare de xantogenaţi ai metalelor respective.

Dacă avem în vedere faptul că la reacţia chimică de suprafaţă cu formarea unui strat monomolecular nu se consumă energie pentru smulgerea atomilor din reţeaua cristalină, ceea ce se întîmplă la reacţia de schimb, atunci devine clar că acest caz este mai avantajos din punct de vedere energetic şi cinetic (17 pag. 192—193 ; pag. 377 ; 19 pag. 192).

Disulfura în exces se cimentează pe acest monostrat datorită forţelor intermoleculare, mai ales în contul interacţiunii de dispersie şi impune suprafeţei metalului un grad înalt de hidrofobie şi o mare flotabilitate. Desfăşurarea reacţiei în interiorul metalului la continuarea obişnuită a condiţionării la flotaţie nu trebuie neapărat să se producă şi nu este indispensabilă pentru obţinerea indicilor tehnici ridicaţi.

Disulfurile superioare sînt puţin mai active faţă de cele inferioare.

Disulfurile nu sînt sensibile în ceea ce priveşte reacţia faţă de mediu, faţă de oxidanţi şi faţă de ionii de metale grele prezenţi în tulbureală (acţiunea lor trebuie să fie pozitivă), care măresc consumul de colectori anionici şi sînt mai selectivi în raport cu ultimele.

La întrebuinţarea lor practică este raţional să se dilueze disulfurile cu solvent, asigurînd un contact suficient cu minereul (alimentare, măcinare), o dozare raţională a disulfurilor diferiţilor ioni ai colectorului (ai xantogenaţilor şi ai aeroflotaţilor, ai xantogenaţilor şi mercaptanilor). Prezenţa în disulfuri a colectorului neoxidat nu constituie o condiţie absolut necesară a acţiunii sale de flotare, însă se poate manifesta favorabil asupra intervalului de contact a colectorului cu minereul. Uneori este absolut necesar să se utilizeze aceşti reactivi la flotaţia minereurilor cu mineralele corespunzătoare (metale native).

Bibliografie

[1] * * *: Indreptar pentru prepararea minereurilor. Vol. III, Metallurgisdat, 1952.

[2] * * *: Engineering Mining Journal 1955, vol. 156, nr. 3 a.

[2a] * * *: Flotaţia. Culegere de informaţiuni tehnico-ştiinţifice. Edit. NITO pentru metalurgie neferoase, Metallurgizdat, Moscova, 1956.

[3] * * *: Sintezele preparatelor organice. Culegere, 2, pag. 455. Inoizdat, 1949.

[4] * * *: Sinteza preparatelor organice. Culegere 3, pag. 248. Inoizdat, 1952.

[5] *K. Veigand:* Metodele experimentale în chimia organică, vol. 2, pag. 323, Inoizdat, 1950.

[6] *N. N. Vorojţov:* Bazele sintezei produselor intermediare ale coloranţilor, pag. 705—706, Goshimizdat, 1950.

[7] *P. Karrer:* Curs de chimie organică. ONTI, 1938

[8] *Hinsberg:* Ber. 1908, 41, 632.

[9] *S. Vavzonek:* Polarografia compuşilor organici, culegere. Metode de analiză a compuşilor organici, Inoizdat, 1951.

[10] *I. A. Kokowschi:* Lucrările Institutului de Mine al Acad. de Ştiinţe a U.R.S.S., vol. III, 1956.

[11] *W. Hükel:* Bazele teoretice ale chimiei organice, vol 1, Inoizdat, 1955.

[12] *W. Waters:* Chimia radicalilor liberi, Inoizdat, 1948.

[13] *A. Premik:* Concepţii electronice în chimia organică, Inoizdat, 1950.

[14] *I. M. Kolthoff, W. Stricks, N. Tanaka:* Journ. Amer. Chem. Soc. 1955, vol. 77, 4739.

[15] *I. M. Kolthoff:* Analiza volumetrică, vol. II, Goskiizdat, 1932.

[16] *W. M. Letimer:* Stările oxidante ale elementelor şi potenţialele lor în soluţii apoase, Inoizdat, 1954, cap. 11.

[17] *I. I. Jukov:* Chimia coloidală, Edit. Univers. din Leningrad, 1941.

[18] *N. K. Adam:* Fizica şi chimia suprafeţelor. Gostehizdat, 1947.

[19] *O. A. Esin, P. V. Geld:* Chimia fizică a proceselor pirometalurgice, part. I. Metallurgizdat, 1950.

Hidromecanizarea în exploatările de cărbuni

Ing. Ursu Teofan

In alte ramuri de industrie, şi în special la lucrările hidrotehnice, energia hidraulică a fost folosită mai de mult. Multe milioane de metri cubi de pămînt au fost debleiate, transportate şi rambleeate pe această cale în vederea amenajării rîurilor şi fluviilor din Uniunea Sovietică, în scopul construirii marilor hidrocentrale electrice şi a sistemelor de irigaţie.

Şi în industria carboniferă s-a folosit înainte pentru transportul cărbunelui, însă acest transport se realiza fie cu ajutorul curentului natural de apă ce curgea prin uluce sau canale amenajate special, fie cu ajutorul curentului de apă, alimentat sub presiune joasă, în tuburi de transport, pe distanţe scurte şi, în cazuri izolate, la lucrările din subteran şi de la cariere. La carierele de cărbune hidromecanizarea era folosită la lucrările de descopertă: rocile din copertă erau atacate cu hidromonitoare, iar pulpa provenită se transporta prin conducte la haldă.

In anul 1946 în U.R.S.S. a fost făcută, de către profesorul I. I. Balbarean, propunerea de a transporta cărbune de la locul de extracţie pînă la locul de utilizare, la mari distanţe, prin conducte, cu ajutorul curentului de apă sub presiune. Din calcule rezulta eficacitatea ridicată a acestui procedeu.

In U.R.S.S. etapa lucrărilor experimentale de hidromecanizare a extracţiei şi a transportului cărbunelui este terminată şi s-a trecut la etapa extinderii industriale largi, concomitent cu perfecţionarea continuă a acestei noi tehnologii.

In prezenta lucrare se dau, pe scurt, rezultatele obţinute în Uniunea Sovietică în domeniul aplicării hidromecanizării la extracţia de cărbune, atît la suprafaţă cît şi în subteran, precum şi cîteva sugestii cu privire la posibilitatea introducerii acestei tehnologii noi în industria carboniferă din ţara noastră.

Diferite ramuri de industrie pentru funcţionarea şi dezvoltarea lor necesită cantităţi tot mai mari de cărbune.

In vederea satisfacerii acestor cereri industria carboniferă, în dezvoltarea sa, a căutat să folosească diferite feluri de energie, aplicînd în practica exploatărilor miniere rezultatele descoperirilor ştiinţei şi tehnicii.

După energia aburului, a aerului comprimat şi a celei electrice, care au permis mecanizarea lucrărilor miniere la un înalt nivel, în ultimul deceniu atenţia tehnicienilor din industria carboniferă este îndreptată spre folosirea şi a energiei hidraulice ce se creează în lichid, pus în mişcare sub presiune, cu ajutorul agregatelor speciale — pompele.

Hidrotransportul la distanţă al cantităţilor mari de cărbune prezentînd avantaje tehnice şi economice, acestei probleme i s-a dat o atenţie deosebită atît în U.R.S.S, cît şi în alte ţări.

In prezent, în U.R.S.S., la o serie de mine se realizează hidrotransportul cărbunelui din subteran la suprafaţă pînă la instalaţiile de spălarea cărbunelui. De asemenea, hidrotransportul este folosit şi la lucrările de carieră, unde acest mijloc de transport, combinat cu un sistem simplu de spălare, a dat posibilitatea obţinerii concentratului de calitate superioară din cărbune cu multă cenuşă.

Astfel, de exemplu, la carierele din Baturin şi Nr. 2 ale Combinatului Celeabinskugoli, hidrotransportul cărbunelui brun se termină prin ameliorarea lui, care coboară conţinutul cenuşii în cărbune de la 40—60% la 15—25%.

Cu începere din anii 1948—1950, problema hidrotransportului cărbunelui a format obiectul studiilor şi în alte ţări. In S.U.A., Anglia şi Franţa, de această problemă s-au ocupat institutele de cercetări şi firmele industriale, punînd în aplicare acest fel de transport. In prezent, deja sînt în funcţiune o serie de instalaţii de hidrotransport al cărbunelui, astfel:

— în Lorena, în Franţa, funcţionează o instalaţie care transportă de la minele din Merlbach la termocentrala electrică din Karling 250 t/h (cca. 2 mil./an) şlam prin conducta de 375 mm diametru, pe distanţa de 9 km;

— în statul Ohio din S.U.A. există o instalaţie de pompare a 7—9 t/zi cărbune prin conducta de 300 mm diametru şi de 5 km lungime;

— La Harlow, în Anglia, există o instalaţie care transportă o cantitate de 300 t/h cărbune pe o distanţă de 5 km.

In unele ţări se intenţionează construcţia instalaţiilor de hidrotransport al cărbunelui pe distanţe foarte mari (160—200 km).

Posibilităţile folosirii energiei hidraulice nu se limitează însă numai la transportul materialului, ci şi la extracţia cărbunelui, atît în lucrările subterane, cît şi la cele de zi.

Un colectiv de ingineri sovietici, sub conducerea doctorului în ştiinţe tehnice V. S. Mucinic, au elaborat şi au propus tehnologia hidroextracţiei cărbunelui în subteran. Ea este bazată pe folosirea energiei apei sub presiune pentru dislocarea cărbunelui, din zăcămînt, încărcarea lui şi transportul de la abataj pînă la suprafaţă. Astfel, au fost puse bazele unei forme noi a mecanizării complexe a extracţiei de cărbune cu ajutorul energiei hidraulice, adică bazele hidromecanizării în industria cărbunelui.

Tehnologia extracţiei hidromecanizate a cărbunelui

Tehnologia lucrărilor de extracţie a cărbunelui în subteran cu ajutorul hidromecanizării este simplă şi asigură o micşorare sensibilă a numărului de operaţii principale şi auxiliare. Schema principială constă din următoarele operaţii:

— Extracţia cărbunelui în abataje cu ajutorul hidromonitoarelor. Vîna de apă dislocă din strat bucăţi de

cărbune de mărime potrivită pentru transport. Prin metode potrivite de exploatare se asigură dirijarea acoperişului; spaţiul excavat nu se armează. Astfel, operaţiile din abataj se limitează la hidrodislocarea cărbunelui.

Cărbunele tăiat este transportat direct pe vatra abatajului sau pe jgheaburi, la locurile de colectare, cu ajutorul curentului de apă provenit din vîna de apă a hidromonitorului ce serveşte la dislocarea cărbunelui.

— Din colectoare, amestecul de apă cu cărbune (pulpă) este absorbit de pompe speciale pentru cărbune şi împins la suprafaţă prin conducte ce sînt instalate prin lucrările orizontale înclinate şi verticale ale minei.

— La suprafaţă se face asecarea şi depozitarea cărbunelui, iar la minele unde există instalaţia de preparaţie a cărbunelui conducta hidrotransportului duce direct la instalaţia de preparare unde cărbunele este supus operaţiilor de ameliorare.

In procesul extracţiei hidromecanizate a cărbunelui circulaţia apei se face în circuit închis: pompa de înaltă presiune — abataj — pompa pentru cărbune — conducta de transport — instalaţia de preparare — pompa de înaltă presiune. Prin urmare, din punct de vedere al eficacităţii, schema este ideală şi simplă, deoarece fluxul este continuu, neîntrerupt şi necesită puţine operaţii.

Hidromecanizarea producţiei este deosebit de eficace şi economică în cazurile cînd cărbunele extras trebuie să fie supus operaţiilor de ameliorare prin spălare umedă. In acest caz, costul lucrărilor miniere şi de construcţie al noilor mine se reduce cel puţin cu 20—25%; această reducere revine în principal următoarelor obiective:

— posibilitatea înlocuirii puţului principal de extracţie a cărbunelui şi a sterilului printr-un puţ mai simplu de aeraj;

— posibilitatea de a micşora cu 75—80% volumul lucrărilor la rampa puţului, deoarece nu mai sînt necesare camere şi excavaţii ce se creează pentru transportul cu colivii sau skipuri;

— înlocuirea galeriilor duble cu cele simple, simplificarea transportului feroviar, care se păstrează numai pentru personal, materiale şi utilaj;

— nu mai este necesară construcţia şi înzestrarea complexului tehnologic de la suprafaţă.

Alte avantaje ale introducerii hidromecanizării extracţiei de cărbune, în comparaţie cu extracţia mecanizată obişnuită, constau în:

— ridicarea productivităţii muncii muncitorilor pe exploatare; numărul de muncitori se reduce cu 150—200 pe 1000 tone de cărbune extras;

— reducerea costului tonei de cărbune extras;

— posibilitatea de a mări simţitor, în scurt timp, capacitatea de producţie a minei existente, deoarece nu necesită lucrări de volum mare şi de lungă durată pentru mărirea căilor principale de transport.

In cazul transportului cărbunelui la instalaţia centrală de preparaţie a cărbunelui ce deserveşte mai multe mine, hidrotransportul cărbunelui de la abataj pînă la preparaţie reduce preţul de cost al transportului cu 50% şi ridică productivitatea muncii de trei ori.

In august 1953, în Kuzbass, a fost dată în exploatare mina Polîsaevskaia-Severnaia complet hidromecanizată; ea este prima întreprindere industrială unde s-a realizat tehnologia nouă a extracţiei de cărbune.

Mina Polîsaevskaia Severnaia face parte din Trustul Leninugoli şi exploatează stratul Polîsaevskii I de 2,3 m grosime, cu înclinare de 6—8°.

Capacitatea de producţie proiectată a minei a fost de 500 t/zi.

Schema tehnologică a procesului neîntrerupt de extracţie hidromecanizată a cărbunelui, adoptată la mina Polîsaevskaia Severnaia, este dată în fig. 1.

Cărbunele extras la lucrările de pregătire şi de abatare cu ajutorul hidromonitoarelor *1* se scurge, prin gravitaţie în amestec cu apă, pe jgheaburile metalice aşezate pe vatra preabatajelor şi a galeriei colectoare. Cărbunele astfel se transportă către concasorul *2*,

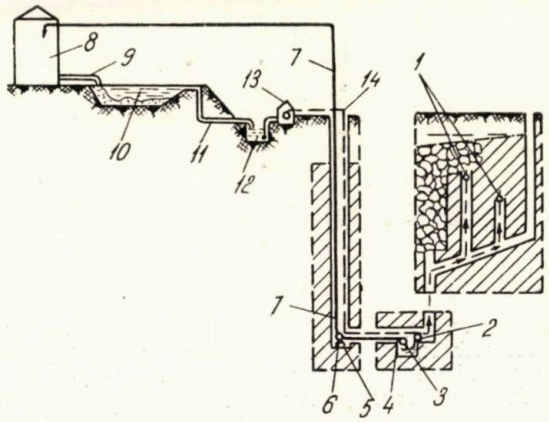


Fig. 1. Schema extracţiei hidromecanizate a cărbunelui la mina „Polîsaevskaia Severnaia":

1 — hidromonitoare; *2* — concasor; *3* — puţ de pulpă; *4* — pompa de pulpă 6NZ de sector; *5* — camera centrală; *6* — pompa de pulpă 6NUV de mare presiune; *7* — conducte de pulpă pe planul înclinat; *8* — instalaţie de ameliorare; *9* — conducta de scurgerea apei din instalaţia de ameliorare; *10* — bazin de decantare; *11* — scurgerea apei clarificate; *12* — bazin de apă pentru pompă; *13* — staţia de pompare de înaltă presiune de alimentare cu apă a hidromonitoarelor; *14* — conducta de alimentare a hidromonitoarelor.

unde el este sfărîmat în bucăţi cu dimensiunea pînă la 60 mm. Din concasor cărbunele cade în puţul *3* al pompei de cărbune *4* de sector de tipul 6 NZ, care îl absoarbe şi îl împinge prin conductă pînă la camera centrală *5*, unde sînt instalate pompele de cărbune *6* de mare presiune de tipul 6 NUV.

Aici pulpa vine direct în absorbţia uneia din pompele de cărbune, care la rîndul ei împinge pulpa prin conducta *7* aşezată pe planul înclinat pînă la instalaţia de ameliorare 8. Cărbunele este aşezat pe

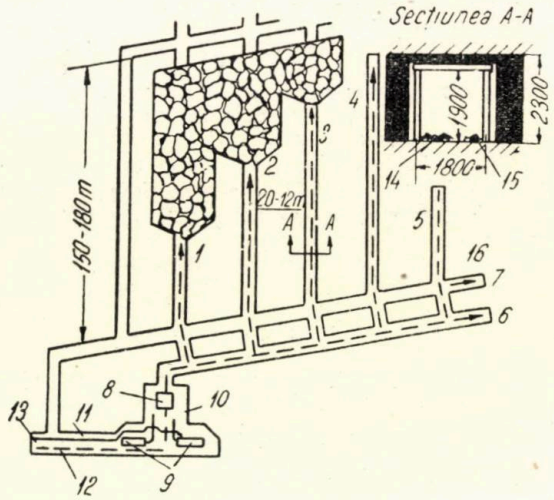


Fig. 2. Metoda de exploatare adoptată:

1—3 — aliaje; *4—5* — preabataje în pregătire; *6* — galeria acumulatoare; *7* — galeria paralelă; *8* — concasor; *9* — rampa de cărbune de sector (în funcţie de rezervă); *10* — puţ; *11* — conducta de pulpă; *12* — conducta de apă; *13* — galeria de bază; *14* — jgheab; *15* — conducta de alimentare de apă sub presiune; *16* — hidromonitoare.

ciururi şi centrifuge, apoi se ameliorează. Din instalaţia de ameliorare cărbunele este dirijat în depozit, de unde se încarcă în vagoane pentru expediţie. Produsul centrifugat trece în bazinele de decantare *10*, în număr de două, avînd fiecare capacitatea de 7 500 m³. Apa limpezită trece din decantoare în bazinele *12* de apă curată (2 buc. a 500 m³), de unde cu pompele AIaP—3—300×7, instalate în staţia de pompare *13*, sub presiunea de 40—45 at, se trimite din nou în mină la hidromonitoare prin conducta *14*.

In ceea ce priveşte exploatarea, metoda de lucru adoptată este aceea cu cîmpuri lungi pe înclinare şi cu abataje-camere pe direcţie, fără armarea abatajului-cameră (fig. 2).

In procesul asimilării metodei de exploatare, au fost efectuate în anii 1953 şi 1954 încercările experimentale de atac al abatajelor de diferite dimensiuni.

Pentru condiţiunile geologice ale zăcămîntului şi pierderi minime de cărbune în strat, a rezultat că lăţimea optimă a cîmpurilor este de 12—16 m şi de 150—180 m lungime, iar pentru camerele de abataj — lăţimea de 5—6 m pe înclinare şi adîncimea de 6—8 m pe direcţia stratului.

In mină au fost instalate 7 hidromonitoare, din care numai trei în funcţiune: două în abataje şi unul la lucrări de pregătire. Presiunea apei la hidromonitoare varia între 36 şi 42 at.

Lucrările de pregătire. In vederea asigurării cîmpurilor de abatare necesare unei extracţii continue de cărbune şi a folosirii optime a utilajului şi a manoperei, lucrările de pregătire cuprind totdeauna trei galerii de înaintare. Brigada de înaintare este formată din 18 muncitori (inclusiv trei muncitori de înlocuire). Desfăşurarea muncii se face într-o ordine stabilită în graficul de organizare a muncii.

La începutul schimbului, situaţia în cele trei fronturi de lucru este următoarea: în primul este efectuată puşcarea de afînare, hidromonitorul este instalat şi legat la conducta de presiune, frontul de lucru este pregătit pentru abatarea cărbunelui; în al doilea s-a efectuat dislocarea hidraulică a cărbunelui pe lungimea de 3—4 m şi frontul de lucru este pregătit pentru armare; în cel de-al treilea sînt perforate găurile de mină şi el este pregătit pentru puşcare. Fiecare schimb este format din 5 muncitori: un hidromonitorist şi patru ajutoare. Hidromonitoristul intră în primul front de lucru unde execută dislocarea cărbunelui pe lungimea de 3—4 m, dînd şi forma necesară profilului galeriei. Ajutoarele lui merg la al doilea front de lucru şi execută: armarea galeriei, aşezarea jgheaburilor metalice, prelungirea conductei de alimentare cu apă sub presiune, deplasarea hidromonitorului şi racordarea lui la conductă, prelungirea tuburilor de aeraj şi forarea găurilor de mină. Hidromonitoristul, făcînd înaintarea cu 3—4 m în primul front de lucru, trece apoi la cel de-al treilea, unde între timp deja s-a făcut puşcarea, iar ajutoarele sale trec în primul front de lucru.

De menţionat că eficacitatea procedeului de dislocare hidraulică depinde mult de prezenţa crăpăturilor în masivul cărbunelui. Intrucît stratul Polîsaevskii I nu prezintă clivajul natural evident, pentru mărirea eficacităţii procedeului hidromecanizat, după 7 luni de la începerea lucrărilor s-a trecut la puşcarea prealabilă pentru a provoca un sistem bine dezvoltat de crăpături în masivul de cărbuni, atît la lucrările de înaintare, cît şi la cele de abatare.

In anul 1954 brigada condusă de Truşcov a efectuat 5 444 m galerie, din care 611 m erau galerii principale. In 7 luni ale anului 1955 brigada a săpat 4 411 m, din care 735 m galerii principale; în aprilie înaintarea medie zilnică era de 27 m şi maximă de 40 m, iar în august şi septembrie viteza de înaintare atingea 900 m/lună. Productivitatea muncii brigăzii lui Truşcov a fost de 3—4 ori superioară celei realizate de brigăzile rapide care lucrează în minele cu tehnologie obişnuită.

In ceea ce priveşte viteza de înaintare obţinută, trebuie spus că încă nu sînt folosite toate posibilităţile tehnice şi organizatorice; de aceea rezultatele din lunile august şi septembrie ale anului 1955 pot fi sensibil îmbunătăţite.

Lucrările de abataj. Abatarea cărbunelui se efectuează prin metoda săpării camerelor în masivul de cărbune cu ajutorul hidromonitorului ce se instalează în galeria de preabataj şi cu care se sapă camerele în stînga şi în dreapta acestei galerii.

Pe baza observaţiilor şi constatărilor făcute cu ocazia experimentărilor în timpul exploatării, a rezultat că schema cea mai raţională de exploatare constă în avansarea unui front de abataj cu 20—25 m faţă de cel vecin (fig. 2): front de abataj *1* faţă de cel *2*, care la rîndul său este în avans faţă de frontul *3*. Această ordine în exploatare are următoarele părţi pozitive:

— la săparea camerelor de abataj din stînga preabatajelor *2* şi *3* deja există spaţiul unde tavanul este prăbuşit, iar din roca rezultată din prăbuşire se formează la marginea camerei de abataj date, din partea cîmpului de abataj vecin exploatat, un fel de masiv natural de rocă;

— în timpul prăbuşirii tavanului în camerele de abataj din dreapta cîmpurilor în avans se produce o presiune mărită pe masivul de cărbune; ca urmare, în el apar crăpăturile suplimentare care măresc productivitatea hidromonitorului.

Săparea camerelor din preabataj de asemenea se realizează în trepte, camera din stînga trebuie să fie cu 1—1,5 m în avans faţă de cea din dreapta. Prin aceasta se asigură securitatea muncii şi comoditatea lucrărilor. Dacă nu s-ar respecta această ordine atunci, la săparea camerei din stînga, hidromonitoristul s-ar afla cu spatele spre spaţiul excavat al camerei din dreapta, unde tavanul încă nu s-a prăbuşit complet şi nu s-a format susţinerea acestui spaţiu.

Frontul de lucru de abataj reprezintă o cameră de abataj cu dimensiuni relativ reduse, avînd lungimea pe înclinare de 5—6 m şi pe direcţie de 6—8 m. Limitele camerei formează pe înclinare, în partea superioară, spaţiul excavat (prăbuşit) şi, în partea inferioară, masivul de cărbune din cîmpul de exploatare

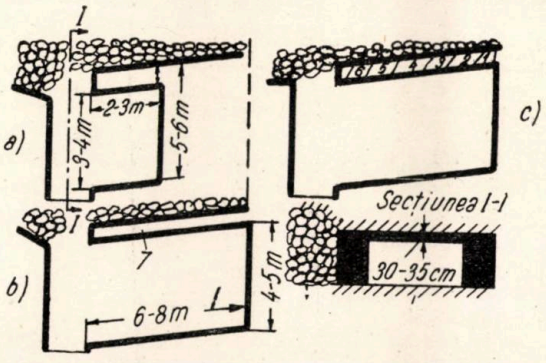


Fig. 3. Ordinea excavării în camera de abataj:
1—6 — ordinea excavării piciorului de siguranţă de la spaţiul prăbuşit; *7* — piciorul de siguranţă.

în dreptul locului unde se instalează hidromonitorul, iar pe direcţie, într-o parte, galeria preabatajului unde se instalează hidromonitorul şi, de altă parte, axa cîmpului de exploatare. In fig. 3 este arătată camera de abataj cu cele trei faze de excavare.

Excavarea cărbunelui din fiecare cameră se face în trei faze, conform procesului tehnologic, stabilit în urma practicii de exploatare avute.

Impărţirea operaţiei de excavare în faze a permis ridicarea gradului de folosire a hidromonitorului, respectiv a hidromonitoristului.

Personalul schimbului de abataj se compune din doi hidromonitorişti şi doi ajutori. Situaţia lucrărilor la începutul schimbului este următoarea: două fronturi de abataj sînt pregătite pentru lucru de schimbul precedent şi hidromonitoriştii trec nemijlocit la excavarea cărbunelui din ele, iar ajutoarele lor trec în abatajul de rezervă (al treilea) unde execută lucrările pregătitoare excavării. Intrucît camera de abataj nu se armează, are o mare importanţă succesiunea şi rapiditatea de executare a lucrărilor.

In prima fază, hidromonitoristul face excavaţia primei porţiuni conform dimensiunilor de pe fig. 3, *a*, lăsîndu-se înspre spaţiul prăbuşit al excavaţiei anterioare un perete de cca. 2 m grosime şi la tavan un pachet de cărbune de 30—35 cm grosime de protecţie. După terminarea acestei excavaţii primare, în ea intră ajutoarele care pun susţinerea provizorie (un pop şi grinda de tavan) pentru ca să asigure locul de muncă în timpul forării şi puşcării de afînare a porţiunii camerei de excavat în faza a doua. In timpul acestor lucrări de pregătire, hidromonitoristul execută excavaţia cărbunelui în frontul de abataj de rezervă, care a fost complet pregătit de ajutoarele sale în perioada de timp cînd el exacava prima porţiune a camerei.

După terminarea pregătirii camerei pentru faza a doua, hidromonitoristul reîncepe excavarea adîncind camera pînă la 6—8 m pe direcţie şi lărgind-o pe înclinare spre fundul camerei pînă la 4-5 m (fig. 3, *b*).

In continuare, fără oprire, începe faza a treia, în care hidromonitoristul atacă cărbunele atît din piciorul lăsat între spaţiul prăbuşit şi excavaţia camerei, cît şi din pachetul superior de cărbune lăsat la tavanul camerei. Abatarea cărbunelui din picior şi din tavan se realizează în sens invers, de la centrul cîmpului spre preabataj (fig. 3, *c*). După ce piciorul şi tavanul de cărbune au fost excavate complet se produce prăbuşirea tavanului; în acest scop, uneori, este necesar a se recurge la prăbuşirea forţată cu ajutorul vînei de apă din hidromonitor.

Productivitatea medie lunară a muncitorului subteran în semestrul II al anului 1955 a variat între limitele de 121 şi 144 t, iar producţia hidromonitoriştilor fruntaşi atinge 180—200 t cărbune pe schimb.

In tabela 1 sînt daţi unii indici tehnico-economici obţinuţi la mina Polîsaevskaia Severnaia, în comparaţie cu cei obţinuţi la una din minele fruntaşe din Kuzbass — mina mecanizată Polîsaevskaia I — care exploatează stratele aproximativ în aceleaşi condiţiuni geologice.

Tabela 1

Indici	Mine	
	Polîsaevskaia Severnaia	Polîsaevskaia-I
Productivitatea medie lunară a muncii muncitorului la extracţie pe anul 1954:		
— în abataj	520	360
— în sector	200	150
— pe mină	72,2	53,7
Productivitatea medie lunară a muncii muncitorului la înaintare, m	40	10
Consumul de explozibil/1 000 t cărbune extras, kg	300	290
Consumul lemnului/1 000 t cărbune extras, m^3	12	60
Consumul de energie electrică, în kWh/t extrasă	32	12
Preţul de cost al unei t de cărbune, %	68,9	100

Exploatarea hidromecanizată a minei Polîsaevskaia Severnaia în perioadă relativ scurtă (cca. $2^1/_2$ ani) a arătat că tehnologia nouă de extracţie a cărbunelui asigură creşterea sensibilă a productivităţii muncii şi coborîrea preţului de cost. Astfel, productivitatea muncii muncitorului pe exploatare în anul 1954 — ţinînd seamă şi de ameliorare — a fost de 72,2 t/lună, iar în semestrul II al anului 1955 a fost respectiv de 81,2 t/lună şi de 92,7 t/lună fără a ţine seamă de ameliorare, adică productivitatea muncii a fost de 1,5—2 ori mai ridicată decît la celelalte mine ale trustului.

Dacă se ia preţul mediu de cost al cărbunelui produs de toate minele trustului Leninugoli egal cu 100%, se constată că preţul de cost al producţiei minei Polîsaevskaia Severnaia în anul 1954 a fost egal cu 72,4% (cu ameliorare) şi în primele 7 luni ale anului 1955 a fost egal cu 66,7% (fără ameliorare). In semestrul II al anului 1955 preţul de cost al cărbunelui extras din mina Polîsaevskaia Severnaia s-a apropiat de nivelul preţului de cost al cărbunelui extras din cariere (fără ameliorare).

Dacă volumul muncii grele în procesele subterane la mina Polîsaevskaia Severnaia pentru extracţia a 1 000 t de cărbune se ia egal cu 100%, atunci acest volum de munci grele în procesele subterane la minele vecine, mecanizate la înalt nivel şi lucrînd după tehnologia obişnuită, este: la mina Polîsaevskaia I de 177%, la mina Polîsaevskaia II de 238%, la mina Kirov de 208% şi la mina Jurinka nr. 3 de 315%.

In afară de aceasta, este necesar de arătat şi următorul rezultat important şi interesant al folosirii hidromecanizării. Mina hidromecanizată Polîsaevskaia Severnaia a fost pusă în funcţiune în luna august a anului 1953; la 1 ianuarie 1955 ea a depăşit capacitatea de producţie proiectată şi anume, producţia ei era de 134% faţă de cea proiectată. Mina Polîsaevskaia II, care exploatează aceleaşi straturi şi care este complet mecanizată (în abataje lucrează combinele Donbass), a atins la 1 ianuarie a anului 1955 numai 78,9% din capacitatea de producţie proiectată, cu toate că ea a intrat în funcţie cu doi ani înaintea minei Polîsaevskaia Severnaia.

Din cele arătate mai sus rezultă că hidroextracţia este rentabilă. Trebuie menţionat, însă, că aceste rezultate nu sînt definitive; eficacitatea tehnico-economică a fost încă scăzută faţă de posibilităţile ce le prezintă metoda. Cauzele acestei situaţii au fost:

— unele lipsuri de proiectare şi de construcţie a minei inerente aplicării unei noi metode de lucru;

— greutăţile practice în asimilarea tehnicii noi de către personalul minei;

— necesitatea de a face diferite încercări în vederea găsirii soluţiilor optime în desfăşurarea operaţiilor de lucru în condiţiile specifice ale zăcămîntului.

O altă cauză a fost şi faptul că capacitatea de producţie proiectată de 500 t/zi era cu totul insuficientă pentru atingerea unei eficacităţi depline a hidroextracţiei cărbunelui, care este un procedeu de producţie în flux continuu.

La sfîrşitul anului 1955 au început lucrările de reconstrucţie a minei „Polîsaevskaia Severnaia" în vederea măririi capacităţii de producţie la 1000 t/zi. Această reconstrucţie se făcea fără oprirea producţiei curente.

Folosirea în minele de cărbuni a hidrotransportului sub mare presiune pentru transportul cărbunelui şi sterilului

Sistemele existente de transport în mai multe trepte al cărbunelui şi al sterilului prezintă o serie de neajunsuri serioase în exploatarea minelor. De aceea, în ultimii ani, atenţia inginerilor specialişti este îndreptată spre folosirea transportului continuu şi fără reîn-

cărcări al cărbunelui şi sterilului în curentul de lichid ce curge prin conducte.

Principalul neajuns al primelor instalaţii de hidrotransport sub joasă presiune constă în faptul că permitea transportul materialelor pe o distanţă relativ mică : pe orizontală — de obicei cel mult la 700—900 m şi pe verticală — cel mult la 70—80 m, chiar cu două pompe puse în serie. In afară de aceasta, cărbunele trecînd prin pompă se sfărîmă şi se mărunţeşte ; aceasta duce la uzura rapidă a pompelor, degradează cărbunele şi scumpeşte ameliorarea lui. De aceea, hidrotransportul sub joasă presiune poate să aibă aplicarea limitată la minele de adîncime mică sau cele ce exploatează prin galerii de coastă.

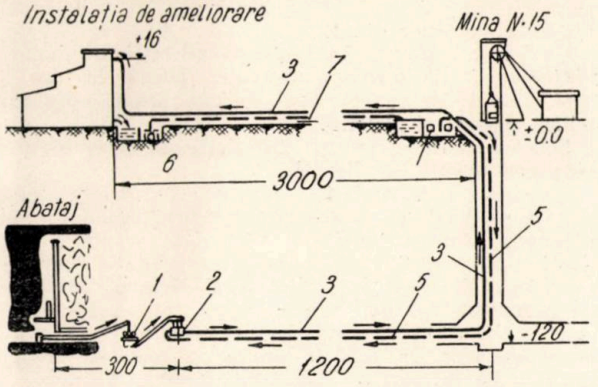


Fig. 4. Schema instalaţiei sub mare presiune pentru transportul fără transbordare al cărbunelui din mina nr. 15 la instalaţia de ameliorare.

In vederea folosirii hidrotransportului în cele mai variate condiţiuni, ca : extracţia cărbunelui cu combine, haveze, pluguri, hidromonitoare etc., în minele cu adîncimi pînă la 500—600 m, Institutul unional de cercetări ştiinţifice ale cărbunelui (VUGI) a elaborat şi a propus un sistem de hidrotransport al cărbunelui în conducte sub mare presiune, cu folosirea unor alimentatoare speciale pentru introducerea cărbunelui în conducta de transport.

Posibilitatea transportului cărbunelui pe o distanţă de 5—7 km cu ajutorul unei instalaţii sub mare presiune permite rezolvarea practică a folosirii hidrotransportului, atît de la suprafaţa minelor către instalaţiile centrale de ameliorarea cărbunelui, cît şi din mine şi de la instalaţiile de ameliorare pînă la cocserii, uzine chimice, centrale electrice şi alţi consumatori pe distanţe de 150—200 km.

Simplificarea tehnologiei transportului cărbunelui de la abataj la instalaţia de ameliorare a cărbunelui este arătată în fig. 4. Această figură reprezintă schema principială a instalaţiei proiectate de institutele de specialitate pentru hidrotransportul direct al cărbunelui sub mare presiune, de la un sector al minei nr. 15 a trustului Pervomaiskugoli pînă la instalaţia de ameliorare ce se găseşte la distanţa de 3 km de la mină.

Cărbunele extras din abataj printr-un mijloc oarecare (combină, haveză, hidromonitor) este transportat în afara cîmpului lui de exploatare — galeria principală — unde este instalat concasorul *1* care sfărîmă cărbunele cu granulaţia peste 100 mm ; apoi, tot cărbunele provenit din abataj este dus la alimentatorul special *2* care debitează 60 t cărbune pe oră, în conducta *3* de mare presiune de 250 mm diametru. Pompa centrifugală *4* de mare presiune (360 m) şi cu debit de 360 m³/h amplasată la suprafaţă împinge apa prin conducta *5* de 250 mm diametru spre alimentatorul *2*, de unde apa preia cărbunele şi îl duce cu viteza de 3,35 m/s prin conducta *3* pe galerii subterane, pe distanţa de 1,2 km, apoi îl ridică pe puţul de extracţie la înălţimea de 120 m şi după aceasta transportă cărbunele mai departe spre instalaţia de ameliorare pe distanţa de 3 km, unde îl ridică din nou pe 16 m şi îl deversează în instalaţie. Apa limpezită în bazinele instalaţiei de ameliorare este preluată de pompa centrifugală *6* şi refulată prin conducta *7* în bazinul pompei *4*, unde reintră din nou în circuitul de hidrotransport. Indicii economici ai acestei instalaţii, conform proiectului, sînt daţi în tabela 2.

Tabela 2

Indici	Felul transportului	
	Hidraulic	Obişnuit (transportoare, transport cu locomotive, puţ de extracţie, transport CFN)
Costul transportului unei t cărbune, ruble:		
— de la abataj pînă la vagon CFN		5,9
— transportul pe CFN de la mină pînă la instalaţa de ameliorare	5,51	5,4
— descărcarea şi recepţia cărbunelui în instalaţia de ameliorare		0,8
Total	5,51 (45,5 %)	12,1 (100 %)
Productivitatea muncii grupei în comparaţie cu muncitorii de la transport şi de la suprafaţă, în t/schimb	32,8 (322 %)	10,2 (100 %)

Din datele tabelei 2 se vede că costul transportului cărbunelui cu mijloacele obişnuite este de două ori mai scump decît cel al hidrotransportului, iar productivitatea muncii, a grupei comparate de muncitorii de la transport şi de la suprafaţă, în cazul hidrotransportului, este de 3 ori mai mică decît la transportul obişnuit.

Unul din subansamblele principale ale instalaţiei de hidrotransport sub mare presiune este alimentatorul pentru introducerea cărbunelui în conducte de transport. In Uniunea Sovietică, după schemele şi proiectele VUGI, au fost fabricate şi sînt în curs de experimentare trei tipuri de alimentatoare. In fig. 5 sînt arătate scheme a două tipuri din aceste alimentatoare,

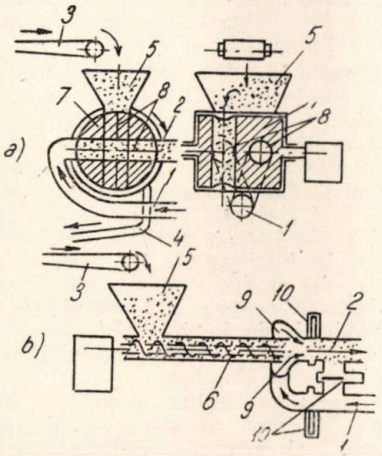


Fig. 5. Schema alimentatoarelor de cărbune şi de steril : *1* — conducta de apă; *2* — conducta de pulpă; *3* — transportor; *4* — conducta de golirea apei din camere; *5* — pîlnia de alimentare ; *6* — melc pentru alimentarea uniformă ; *7* — rotor ; *8* — camera în rotor; *9* — camera inelară de dirijarea apei; *10* — vane automate de închidere a melcului cînd lipseşte cărbunele.

și anume : a alimentatorului rotativ și a alimentatorului cu melc, drept organul alimentării continue a cărbunelui în conductă.

In Anglia, la instalația experimentală de hidrotransport la mina Woodend este folosit un alimentator cu pistoane.

Alimentatoarele pot fi folosite pentru introducerea și a sterilului în conductele de transport. Aceasta creează posibilitatea de a transporta sterilul din mină, atît la suprafață pentru haldare, cît și în spațiile excavate în subteran pentru rambleere.

Introducerea folosirii hidrotransportului este indicată nu numai la minele noi, ci și la minele existente. In capitolul „Tehnologia extracției hidromecanizate a cărbunelui" s-au arătat avantajele tehnico-economice principale ce se pot obține prin introducerea tehnologiei hidromecanizate, în minele noi.

Avantaje sensibile se pot obține și la minele existente, în special la cele cu sistem de transport în mai multe trepte. La introducerea hidromecanizării în asemenea mine, nu se cere reconstruirea puțurilor de extracție, planurilor înclinate și altor căi de comunicație, și — ceea ce este important — nu se întrerupe producția curentă în timpul amenajării. Pe lîngă avantajele economice, introducerea hidrotransportului permite ridicarea sensibilă a capacității de producție a minei.

Extinderea hidromecanizării în industria cărbunelui din U.R.S.S.

Rezultatele încercărilor industriale ale extracției cărbunelui prin hidromecanizare la minele Polîsaevskaia Severnaia și Tîrganskie ukloni, precum și rezultatele obținute cu hidrotransportul cărbunelui în diverse mine, atît în subteran cît și la cariere, au arătat că folosirea acestei noi forme de mecanizare asigură o productivitate mai ridicată și o scădere a prețului de cost al cărbunelui, în comparație cu tehnologia și metodele obișnuite de exploatare a zăcămintelor carbonifere.

Importanța industrială a extracției cărbunelui din subteran prin hidromecanizare a fost determinată în Plenara C.C. al P.C.U.S. din iulie 1955. Atît în hotărîrile acestei plenare, cît și în Directivele Congresului al XX-lea al P.C.U.S., privind cel de-al 6-lea plan cincinal de dezvoltare a economiei naționale în anii 1956—1960, a fost indicată necesitatea asigurării extinderii largi a hidroextracției cărbunelui.

Pe lîngă reconstruirea minelor Polîsaevskaia Severnaia și Tîrganskie ukloni, pentru a dubla capacitatea lor de producție, în prezent se construiesc mine noi în Kuzbass și Karaganda pentru extracția industrială a cărbunelui prin hidromecanizare, cu capacitatea totală de 5 000 t/zi și două sectoare experimental-industriale în Donbass. Sînt elaborate proiecte de hidromecanizarea minelor noi și de trecerea parțială a minelor existente din Kuzbass, în total pentru 12 obiective cu o capacitate totală de producție de 4 mil. t cărbune pe an. Se elaborează proiecte a 9 obiective cu capacitate totală de producție de 5 mil. t cărbune pe an, în condițiunile zăcămintelor bazinelor carbonifere din Donbass, Celeabinsk și Moscova.

A fost înființat un institut special, și anume, Institutul unional de cercetări științifice, de proiectare și de construcție, al extracției cărbunelui prin metoda hidraulică (VNIIG-hidrougoli).

Aceste date arată că etapa lucrărilor de experimentare în stil industrial este terminată și s-a început etapa extinderii industriale largi, concomitent cu perfecționarea continuă a acestei tehnologii noi de hidromecanizare a minelor.

Posibilități de aplicare la noi în țară

Din expunerea sumară făcută asupra hidromecanizării extracției cărbunelui în U.R.S.S. se pot desprinde cîteva concluzii de directivă viitoare, în ceea ce privește introducerea hidromecanizării în industria carboniferă din țară.

O recomandare precisă în această chestiune nu se poate da ușor, întrucît aplicarea ei, și în special a hidromecanizării extracției propriu-zise de cărbuni, depinde de condițiile geologice ale zăcămintelor de cărbune.

De aceea, socotim că la început trebuie atacată problema hidromecanizării transportului, care nu ridică probleme tehnice speciale de rezolvat, rămînînd ca, ulterior, după studii, să fie eventual abordată și problema hidromecanizării extracției de cărbune în abataje, ținîndu-se seama și de faptul că eficacitatea ei deplină este asigurată la o capacitate de producție de peste 500 t cărbune/zi a minei sau a unui sector de mină hidromecanizat.

Ca prime obiective în ceea ce privește introducerea hidromecanizării transportului de cărbune la noi în țară, considerăm că cele mai indicate acestui scop sînt minele Lupeni și Petrila.

Schema potrivită pentru instalația de hidrotransport este cea arătată în fig. 4.

La aceste mine trebuie prevăzută o reducere sensibilă a costului de transport, întrucît instalațiile de preparare sînt în imediată vecinătate a minei. Productivitatea muncii, însă, a muncitorilor de la transport va crește de 3—4 ori, dat fiind sistemul complicat de transport, în mai multe trepte, al acestor mine, care reclamă în prezent multe manipulări, pînă ce cărbunele scos din abataje ajunge la suprafață la spălătorie. De asemenea, folosirea hidrotransportului ar permite creșterea capacității de producție a minei fără lucrări mari și costisitoare.

In legătură cu lucrările de la instalația experimentală de brichetare de la Rovinari, unde cărbunele înaintea brichetării va fi supus spălării umede, considerăm util ca, concomitent cu încercările de spălare și brichetare, să fie făcute și încercările de hidrotransport de la stația de ciuruire la instalația de spălare și brichetare.

Incercările nu se vor face pentru determinarea economicității sau a posibilităților tehnice de realizare. Dacă poate fi îndoială asupra economicității transportului în faza de experimentare, cînd va trebui să se transporte cantități relativ mici de cărbune, în faza finală economicitatea este asigurată întrucît :

— se vor transporta cantități mari de cărbune ;

— se va transporta sortul 0—30 mm, deci nu va fi necesar să se prevadă instalația specială de concasare ;

— transportul făcîndu-se aproape pe orizontală, se va putea aplica regimul optim de transport, adică la viteza critică cu înnămolirea parțială a conductei ;

— lungimea de cca. 2,5 km justifică aplicarea procedeului.

Incercările vor trebui făcute cu scopul de a stabili în ce măsură faptul înmuierii cărbunelui în curent de apă, în timpul transportului prin conductă, influențează favorabil asupra comportării lui în procesul de spălare și asupra îmbunătățirii calității cărbunelui curat, ceea ce va permite în urma datelor și observațiilor făcute, de a stabili procesul optim de spălare a cărbunelui de la Rovinari pentru folosirea lui la fabricarea brichetelor în instalația definitivă.

Folosirea hidromecanizării complexe — extracția și transportul — socotim că trebuie să fie neapărat introdusă la lucrările de descopertarea cărbunelui la exploatările de zi de la Rovinari și, după experiențe, la hidroextracția cărbunelui din strat. Aceste lucrări se ușurează prin faptul că în țară există utilajele necesare lucrărilor de descopertare hidraulică.

Bibliografie

[1] *Nikonov G. P.* și *Slovutski S. O.:* Hidromecanizarea în industria cărbunelui, I.D.T. — 1955, Traducerea ediției Ugletehizdat din anul 1952.

[2] *Kalinin T. D.:* Despre regimul optim al hidrotransportului pămînturilor. Mecanizarea muncilor grele şi de volum mare, nr. 2/1950, pag. 22—25.

[3] *Efimov I. P.:* Exploatarea la zi şi ameliorarea cărbunelui cu steril mult prin procedeul hidraulic. Mecanizarea muncilor grele şi de volum mare, nr. 10/1952, pag. 15—18.

[4] *Mucinic V. S.:* De extins şi de perfecţionat incontinuu metoda nouă efectivă de extracţia cărbunelui. Mecanizarea muncilor grele şi de volum mare, nr. 11/1955, pag. 5—9.

[5] *Markus M. N.:* Experienţa minei Polisaevskaia Severnaia. Mecanizarea muncilor grele şi de volum mare, nr. 11/1955, pag. 9—13.

[6] *Teodorovici B. A.:* Hidroextracţia cărbunelui la mina Tirganskie ukolnî. Mecanizarea muncilor grele şi de volum mare, nr. 11/1955, pag. 13—18.

[7] *Mulin N. V.:* Hidrotransportul cărbunelui la mina Polisaevskaia Severnaia. Mecanizarea muncilor grele şi de volum mare, nr. 11/1955, pag. 18—20.

[8] *Trainis V. V.:* (VUGI), Hidrotransportul cărbunelui sub presiune, Ugoli, nr. 3/1956, pag. 5—11.

[9] *Infin A. P.:* Hidrotransportul cărbunelui prin ţevile de oţel orizontale, Ugoli, nr. 4/1956, pag. 15—18.

[10] *Frolov A. G.:* Despre folosirea în mine a hidrotransportului sub mare presiune al cărbunelui şi sterilului, Ugoli, nr. 9/1956, pag. 9—13.

[11] *Ignatiev A. D.:* Despre îmbunătăţirea tehnologiei excavării în hidroextracţia cărbunelui, Ugoli, nr. 9/1956, pag. 14—17.

Limitator electric de viteză pentru maşina de extracţie

Ing. Florea Gh. Neagu

Asigurarea ritmului activităţii instalaţiei de extracţie, pe de o parte, şi respectarea regulilor de tehnică a securităţii, pe de altă parte, cer ca tahograma instalaţiei respective să fie păstrată în limitele unei toleranţe cunoscute. În acest scop, diferite întreprinderi constructoare de maşini de extracţie au prevăzut un tip nou sau altul de aparate de protecţie. Primele de acest gen, în sens cronologic, au fost construite pe principiul mecanic (discurile retardir cu regulatorul Watt, întreruptor cu mercur). După aceasta au apărut limitatoarele electrice (propriu-zis electromecanice, întrucît manipularea controlerului din reţeaua electrică de protecţie este efectuată mecanic).

Este de ajuns să consultăm monografiile scrise pînă în prezent de specialiştii în revizia maşinilor de extracţie, spre a ne convinge de incapacitatea acestor aparate de a-şi îndeplini funcţiile. Aceeaşi părere o împărtăşeşte şi autorul acestei note: din şapte instalaţii studiate n-a fost găsit nici un limitator de viteză în stare de funcţionare, cu toate că fiecare instalaţie era prevăzută cu două limitatoare de viteză, unul electromecanic şi altul mecanic.

Nefuncţionarea acestor aparate credem că s-ar datora:

a) principiului de funcţionare;

b) condiţiilor de funcţionare;

c) insuficienţei calificării personalului care deserveşte instalaţia de extracţie.

1. *Limitatorul mecanic.* Întreruptorul cu mercur care se foloseşte pentru viteze mici (pînă la 4 m/s) este cel mai rar acceptat de proiectanţii instalaţiilor de extracţie şi acest lucru este pe deplin motivat:

a) controlează numai maximul de viteză, pornirea, şi mai ales oprirea, nefiind controlate, în timp ce regulile de securitate ale tuturor statelor, posesoare de astfel de maşini, prevăd limita de viteză la apropierea de rampă;

b) exploatarea acestui gen de limitator este costisitoare (pierdere de mercur);

c) vaporii de mercur sînt contraindicaţi în încăperile unde sînt prezenţi oamenii.

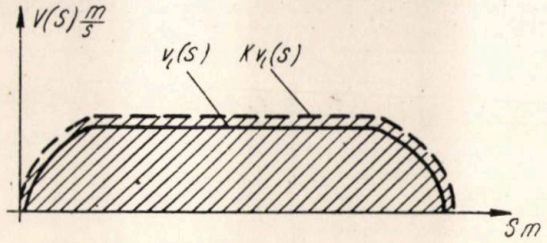


Fig. 1: S — spaţiu, măsurat pe puţ, m; $V(s)$ — viteza vaselor de extracţie, m/s.

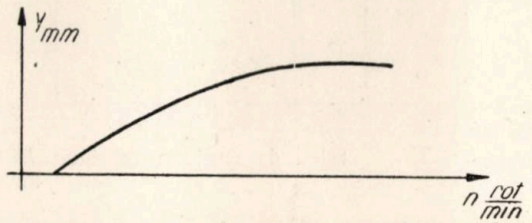


Fig. 2: n — viteza de rotaţie a axului regulatorului Watt, rot/min; y — deplasarea elementului sensibil al regulatorului Watt, mm.

Limitatorul centrifugal bazat pe comparaţia a două funcţii, funcţia-lego de mişcare (tahograma), dată de discurile profilate şi funcţia de facto de mişcare, dată de regulatorul centrifugal de tip Watt, în principiu este capabil să controleze nu numai maximul de viteză, ci şi pornirea şi oprirea $\left(\frac{dv}{dt} \neq 0\right)$. Aceasta înseamnă că oricare ar fi configuraţia tahogramei, vom

putea controla cu acest aparat şi acceleraţia care este limitată superior de regulile de securitate. Condiţia de acţionare a limitatorului de acest gen va fi:

$$V_f(S) \geqslant KV_l(S)$$

în care:

v_f (S) reprezintă funcţia de facto de mişcare;
v_l (S) — funcţia-lego de mişcare;
K — coeficient de toleranţă fixat în limitele $1{,}1 \div 1{,}15$.

Aşadar, v_f $(S) \geqslant 1{,}15\, V_l(S)$.

Teoretic, după cît se vede, un astfel de limitator ar putea satisface condiţiile care i se pun; realizare tehnică, însă, nu poate da decît un limitator de viteză maximă.

Aceasta se explică prin aceea că elementul de măsură al aparatului (regulatorul Watt) are caracteristica mecanică neliniară (fig. 2).

Arcul metalic după un anumit timp trebuie reglat intervenind fenomenul de obosire a metalului. Pe lîngă această insuficienţă organică a limitatorului mecanic, se adaugă şi insuficienţele inevitabile de montaj.

In special, este foarte greu de montat instalaţia în aşa fel încît cîrligele de acţionare ale limitatorului să se găsească în planul axei de rotaţie a acestor cîrlige. Mai mult, profilul dinţat care agaţă cîrligele aparatului centrifugal este orientat cu profilul drept într-un sens, cel stîng în sens opus. Acest fapt duce la reducerea probabilităţii de acţionare a limitatorului limitator de viteză, au îndemnat pe constructori să folosească principii mai adecvate, ajungîndu-se astfel la limitatoarele electromecanice *).

2. *Limitator electromecanic.* Oricare ar fi execuţia acestor aparate (AEG, CEC_0, ХЭМЗ) **, principiul lor de funcţionare este bine cunoscut: funcţia-lego de mişcare este dată de discurile profilate, iar funcţia de facto al mişcării este dată de generatorul tachimetric acţionat de motorul principal al instalaţiei de extracţie.

Faptul că şi în aceste aparate este prezentă transmisiunea mecanică de la discul profilat la aparatul electric de comandă, precum şi prezenţa salturilor de curent din reţeaua generatorului techimetric condiţionate de treptele reostatului, atrag după sine necesitatea studierii altor posibilităţi de construcţie.

Dacă, evolutiv, am avut de-a face mai întîi cu realizarea mecanică a ambelor aparate membre (funcţia-lego de mişcare şi funcţia de facto de mişcare), apoi cu reprezentarea electrică a funcţiei de facto prin generatorul tachimetric care a dat limitatorul electromecanic, se pune problema realizării ambelor membre pe bază electrică. In locul discurilor profilate vom avea un reostat care, prin rezistenţa sa, va reprezenta tahograma de mişcare a maşinii.

3. *Limitator electric.* In mod concret, autorul acestei note a avut de-a face cu o instalaţie Kramatorskii zavod, partea electrică care a fost executată la ХЭМЗ cu limitator de viteză

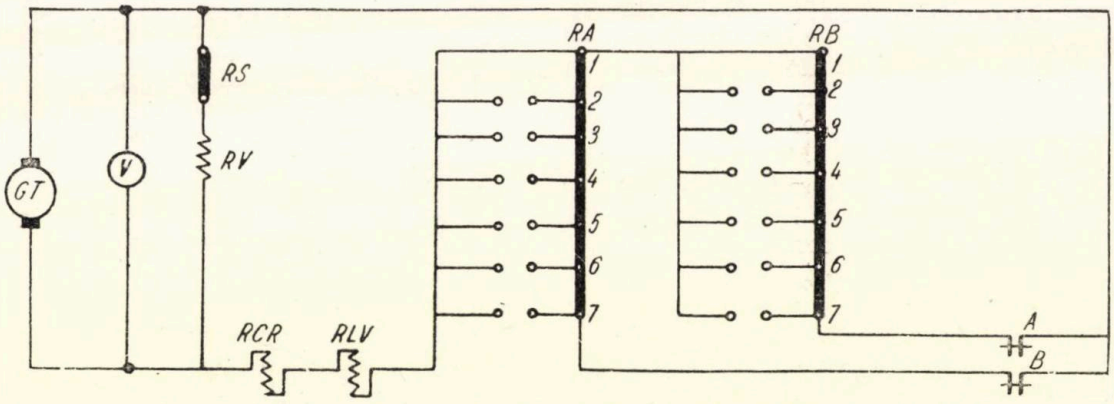


Fig. 3: *RV* — releu de tensiune minimă; *RCR* — releu pentru controlul reţelei; *RLV* — releu pentru limitarea vitezei (POC).

la $^1/_2$. De asemenea, socotim necesar a mai pomeni despre fenomenul supărător şi des întîlnit la acest tip de limitatoare de viteză — pulsaţia — care duce, fără excepţie, la reglarea cu exces în sensul măririi toleranţei K, astfel încît acest aparat în nici un caz nu se mai poate considera aparat protector. Pulsaţia se datoreşte lipsei de paralelism şi coaxialitate în montarea transmisiilor prin roţi dinţate şi cuplaje.

Cele menţionate mai sus, precum şi alte cauze legate de caracterul mecanic al acestui gen de electromecanic POC-5911. Maşina cu colivii, tahograma cu trei perioade. Partea electrică a limitatorului electromecanic de viteză avea schema din fig. 3. Generatorul tachimetric *GT* era, în cazul cercetat, decuplat de la reţea pentru că „limitatorul nu poate fi reglat". După

*) Mulţi autori le numesc injust „limitatoare electrice". Injust, pentru că funcţia-lego de mişcare este dată mecanic de discurile profilate, iar numai funcţia de facto de mişcare este dată de generatorul tachimetric cuplat cu motorul principal de extracţie.

**) Harikovskii electromehaniceskii zavod.

spusele personalului tehnic al acestei instalaţii frîna de siguranţă acţionată de releul *RLV* cădea totdeauna în perioada de oprire, maşina avînd viteza chiar sub normal. Observînd că curentul în reţeaua generatorului tachimetric în oprire t_3 este mai mare decît în perioada vitezei maxime t_2, s-a dedus că instalaţia limitatorului este defectă prin construcţia ei şi nu poate servi ca protecţie.

După ce schema a fost examinată şi au fost verificate toate elementele ei în parte, s-a putut constata că vina nefuncţionării o poartă însăşi schema şi nu vreun element care o constituie. Uzina constructoare, presupunînd nejustificat că motorul extracţiei va funcţiona toată cursa, înainte *A* sau înapoi *B*, din momentul pornirii pînă în momentul opririi a prevăzut contactele *A* şi *B* normal închise, (vezi fig. 3), crezînd că aceste contacte alternativ vor fi închise şi deschise după sensul cursei, contactele *A* şi *B* sfîrşitul cursei, pentru a menţine în reţeaua generatorului tachimetric numai un reostat *(RA* sau respectiv *RB)*.

La început s-au propus două variante de schemă care comportau existenţa ori a unui releu mecanic de direcţie, ori a unui întreruptor electric de tipul celor de pe indicatorul de adîncime. Aceste elemente fiind absente, la întreprinderea respectivă am recurs la un releu auxiliar, schema căpătînd configuraţia din fig. 4.

Incercările au arătat deplina capacitate a acestei scheme de a proteja maşina de extracţie, în a evita excesul de viteză (frîna de siguranţă acţionează cînd excesul de viteză atinge 12% din valoarea vitezei nominale).

Acest limitator de viteză pentru maşina cu colivii a arătat a fi accceptabilă tahograma comportînd trei perioade. Pentru maşina cu skip unde diagrama comportă cinci, şapte pe-

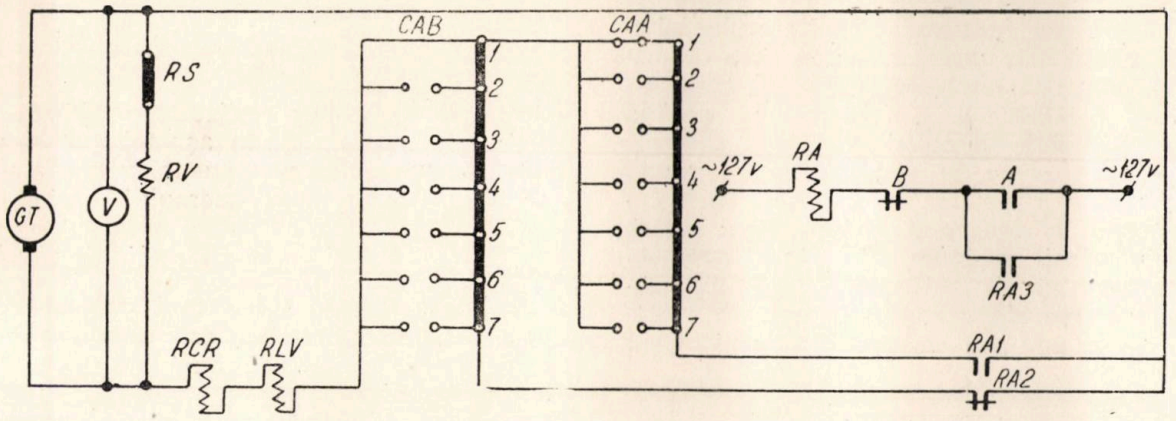


Fig. 4: *CAB* — comando-aparat pentru poziţia „înapoi"; *CAA* — comando-aparat pentru poziţia „înainte"; *RA* — releu auxiliar.

fiind comandate de electromagneţii de conducere ai maşinii „înainte" şi „înapoi". Or, cum maşina, de la caz la caz, în virtutea inerţiei, termină cursa în frînă mecanică cu motorul decuplat de la reţea, contactele *A* şi *B* vor fi ambele închise şi reostatele *RA* şi *RB* cuplate în paralel vor mări conductanţa reţelei generatorului tachimetric de două ori faţă de mărimea calculată.

Aşadar, cînd maşinistul va plasa manşa în poziţia neutră, contactul respectiv, *A* sau *B*, se va închide şi cu toate că maşina poate va avea viteza subnormală, curentul din releul *RLV* va fi mult mai mare decît cel calculat pentru punctul respectiv din tahogramă, la aceasta adăugîndu-se şi salturile de curent datorită treptelor reostatelor — *RA, RB* — fapt care duce la acţionarea releului *RLV* şi a frînei de siguranţă (contactele *RLV* întrerup reţeaua de protecţie a frînei de siguranţă).

S-a pus problema aşadar, a modificării schemei în sensul de a face posibil ca contactul respectiv *A* sau *B* să rămînă deschis pînă la

rioade, s-a pus problema perfecţionării organismului care dă funcţia-lego de mişcare. In acest sens, am recurs la reprezentarea electrică a funcţiei-lego, plecînd de la premiza că re-

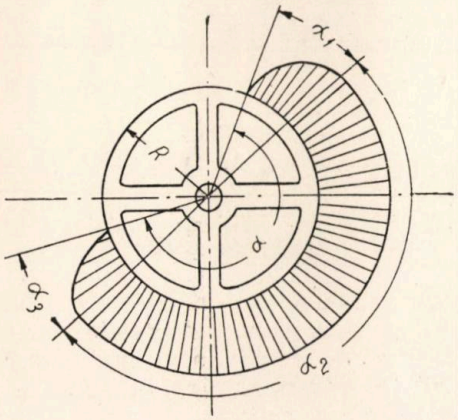


Fig. 5 α — unghiul de rotaţie al discului retardiv, corespunzător adîncimii puţului (H).
α_1, α_2, α_3, — unghiurile de rotaţie ale discului retardiv corespunzătoare perioadelor tahogramei.

prezentarea electrică printr-o rezistenţă ohmică poate fi realizată cu mare precizie, iar excluderea transmisiunilor mecanice care introduc erori considerabile va putea duce la obţinerea unui aparat cu calităţi superioare celor existente.

Avînd de-a face cu o instalaţie deja existentă, am folosit roţile pe care se instalează discurile profilate drept suport pe care să fie instalate reostatele. Este cunoscut că aceste roţi (două, paralele, care se rotesc în sens contrar), în timp ce maşina efectuează o cursă completă, ele efectuează o rotaţie incompletă (unghiul rotaţiei în jur de 3π)

Cu alte cuvinte $\alpha = h = \frac{H}{m}$ (fig. 5) reprezintă adîncimea puţului. Putem deci grada arcul m de rază R şi deschidere α în metri corespunzători puţului. În acest fel am redus mişcarea vaselor la mişcarea liniară a unui punct de pe roţile limitatorului mecanic de viteză, care în acest caz pot deveni indicatoare de adîncime. Ideea funcţionării limitatorului electric de viteză este următoarea: în timp ce maşina de extracţie efectuează cursa păstrînd tahograma, reostatul ρ , înfăşurat pe profilul de pe roţile unde de obicei se fixează discurile profilate, introduce în circuitul generatorului tachimetric o rezistenţă în aşa fel, încît curentul se va păstra constant tot timpul cursei, principiu folosit şi în celelalte limitatoare. Aceasta înseamnă că rezistenţa pe reostatul mobil este înfăşurată în aşa fel, încît ea reprezintă tahograma de mişcare în ohmi. Cînd

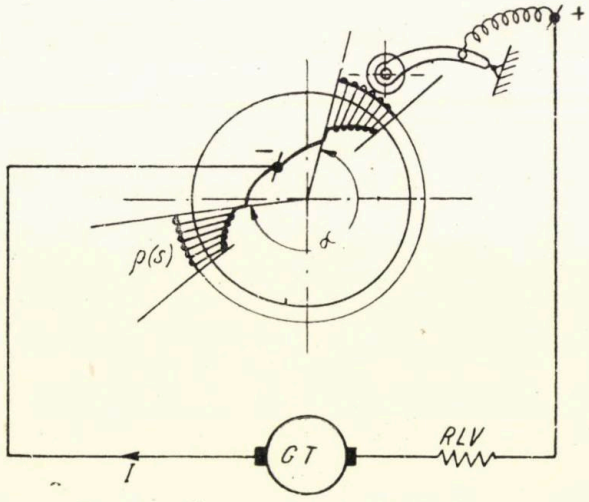


Fig. 6: $\rho^{(s)}$ — rezistenţa reostatului ca funcţie de spaţiu.

maşina va depăşi viteza indicată de tahogramă, tensiunea generatorului tahometric care reprezintă funcţia de facto va fi mai mare decît cea calculată, curentul în releul *RLV* va creşte şi acest releu va acţiona.

Reprezentarea electrică (prin reostatul mobil $\rho^{(s)}$) a funcţiei-lego de mişcare se realizează astfel:

— tahograma $V\ (t)$ se traduce din funcţie de timp în funcţie de spaţiu $v\ (S)$, unde spaţiul măsurat pe puţ este reprezentat pe arcul cercului (αR).

— pe graficul $v\ (S)$ se poate citi la scară rezistenţa $\rho^{(s)}$ în ohmi, tot ca funcţie de spaţiu, întrucît ($V = k_1 U_G$)tensiunea generatorului tachimetric este proporţională cu viteza maşinii.

În caz concret am folosit rezistenţa de NiCr, înfăşurată pe un tor de bachelită, iar con-

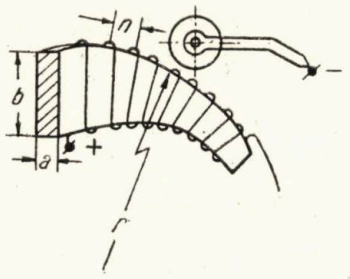


Fig. 7.

tactul mobil a fost realizat cu ajutorul unei role de bronz montată în aşa fel încît să poată menţine un contact permanent cu reostatul care se învîrteşte în timpul mersului maşinii.

Calculul limitatorului electric de viteză

Întrucît rezistenţa cea mai corespunzătoare pentru astfel de reostate este sîrma standardizată (NiCr nichelină, constantan) cu rezistenţa specifică constantă, variaţia rezistenţei reostatului se obţine prin variaţia perimetrului spirei, adică prin variaţia profilului torului pe care se înfăşoară sîrma.

În acest caz, calculăm perimetrul secţiunii *) transversale prin torul din material izolant.

Fie ΔH deplasarea elementară a vaselor (colivie, skip), atunci discul se va roti cu $\Delta\varphi$ şi va introduce în reţeaua generatorului tachimetric un element de rezistenţă.

$$\Delta R = \Delta S \frac{l}{n} \rho : (\Omega)$$

La limită vom avea:

$$dR = dS \frac{l}{n} \cdot \rho$$

În condiţii normale, dacă maşina funcţionează păstrînd tahograma, cu toate că tensiunea generatorului tachimetric, precum şi rezistenţa $\rho^{(s)}$ vor varia, curentul va rămîne constant;

$$dR = \frac{dU}{I}$$

$$dR = K_1 dU$$

Pe de altă parte: $U = \alpha \cdot V$

adică $dU = \alpha\, dv$.

*) *Perimetrul* $l = 2\ a + 2\ b = (a+b)$; a — constantă; b — variabilă.

Deci putem scrie $dR = K_1 \cdot \alpha\, dV = k_2\, dv$

Constanta K_2 se determină din condițiile de maximum $\left(K_2 = \frac{UGT_{max}}{V\,max}\right)$

Expresia vitezei finite este $v = \sqrt{2a\frac{V^2_{max}}{2} - S}$ m/s,

unde:

a este accelerația;

s — spațiul,

diferențiala vitezei va fi:

$$dv = \sqrt{2a}\,\frac{1}{2\sqrt{\frac{V^2_{max}}{2} - S}}\,dS.$$

Introducînd expresia diferențialei vitezei în expresia diferențialei rezistenței electrice, obținem

$$dR = \pm\frac{UGT_{max}\sqrt{2a}\cdot ds}{V_{max}\,2\sqrt{\frac{V^2_{max}}{2a} - S}}$$

Comparînd cele două expresii pentru Rd adică (x) și (xx) obținem:

$$dS\,\frac{l}{n}\rho = \frac{VGT_{max}}{V_{max}}\sqrt{2a}\,\frac{dS}{2\sqrt{\frac{V^2max}{2a}}} - S$$

Din această expresie ușor se poate calcula profilul reostatului ca funcție de spațiu parcurs de vasul de extracție (cu condiția ca pasul înfășurării să fie constant)

$$l = \frac{UGT_{max}\cdot n\sqrt{2a}}{V_{max}\,\rho\cdot 2\sqrt{\frac{V^2_{max}}{2a}} - S} = K\,\frac{1}{\sqrt{\gamma - S}}$$

K și γ se determină din condițiile instalației respective.

Expresia analitică arată că profilul reostatului variază hiperbolic față de spațiul parcurs.

La aceeași concluzie ne va duce și rezolvarea grafică, care poate fi efectuată mult mai operativ și cu precizie suficientă.

Exemplu concret, rezolvat grafic

Mașina de extracție cu colivii are tahograma cu trei perioade (fig. 8) generatorul tachimetric cu $UGT_{max} = 110$ v.

Întrucît tahograma este simetrică, simplificăm problema calculînd numai perioada accelerației, t_1

1. Traducem $v\ (t)$ în $v\ (S)$. Această operație se efectuează cu multă precizie pe hîrtie milimetrică, întrucît spațiul este reprezentat de suprafața cuprinsă între $v\ (t)$ și axa timpului.

2. Pe graficul $v\ (S)$ gradăm ordonatele în volți, aceasta în virtutea proporționalității între viteza mașinii și tensiunea generatorului tachimetric.

3. Același grafic poate fi gradat în ohmi, reprezentînd rezistența reostatului $r\ (S)$.

4. Schimbăm scara variabilei independente, măsurînd spațiul nu în metri de adîncime a puțului, ci în milimetri pe cercul retardiv. Aceasta pentru a obține funcția $[r\ (S)]$ mm a rezistenței reostatului pe cercul retardiv. Această operație

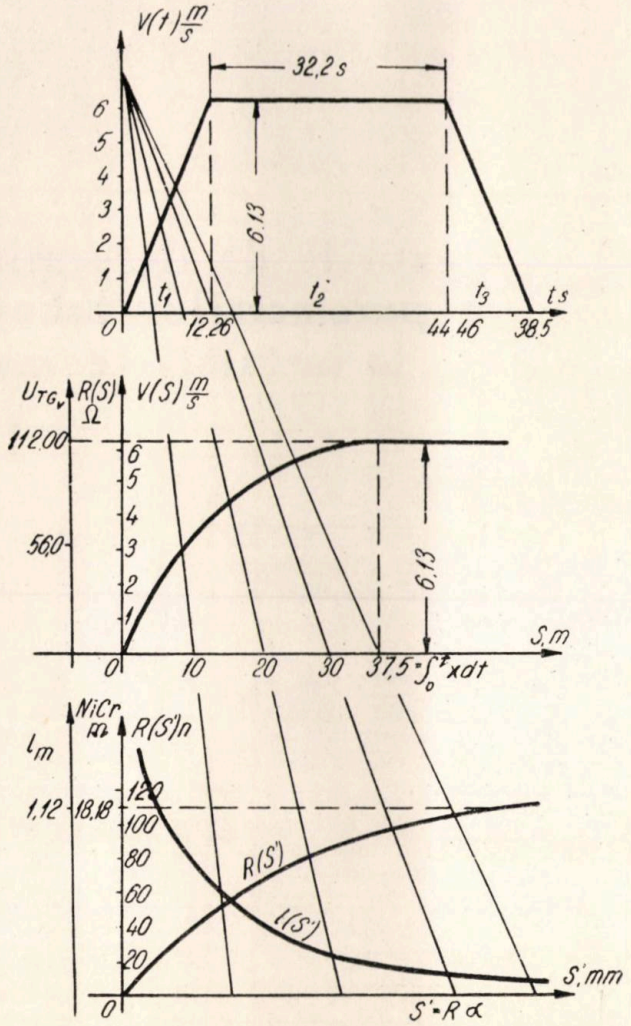


Fig. 8.

se efectuează grafic cu ajutorul unor raze care pleacă din punctul O, intersectează paralelele S_m și S_{mm}, divizîndu-le în segmente proporționale.

5. Calculul profilului reostatului se face plecînd de la ultimul grafic $r\ (S_{mm})$, considerînd pasul înfășurării constant și egal cu 2,25 mm, iar profilul de secțiune dreptunghiulară îl vom considera ca o latură constantă. În acest fel reducem problema variației profilului la variația unei laturi a dreptunghiului ab. În acest sens, pe graficul $l\ (S_{mm})$ vom citi dimensiunea laturii variabile a dreptunghiului ca funcție de spațiu. Graficul $l\ (S)$ se construiește prin puncte: graficul $r\ (S)$ se poate grada în metri din sîrma respectivă (NiCr); în cazul nostru NiCr cu diametrul Ø = 0,5 mm. Funcția NiCr (S_{mm}) ne va da lungimea sîrmei de

rezistență de la începutul reostatului și pînă în punctul considerat. In graficul r (S mm) abscisele fiind date în milimetri, atunci fiecărui punct de abscisă β 2,25 mm($\beta=1,2,3,\ldots n$) îi corespunde ordonata respectivă care poate fi citită în unități de lungime de rezistență (NiCr).

Reprezentînd $R_{(S)}—l_{K-1}(NiCr)—l_k(NiCr)$ ca ordonată care corespunde abscisei β 2,25 mm, vom obține graficul variației perimetrului secțiunii reostatului. Pentru ușurință, ultimul grafic se poate traduce în funcție de coordonate polare și de aici la dimensionarea directă a profilului.

Realizarea unui astfel de limitator electric de viteză pentru mașina de extracție a arătat a fi precis în reglaj și capabil să protejeze mașina de excese de viteză în tot cursul mersului ei, indiferent de forma tahogramei.

Cazurile de determinare precisă prin calcul a parametrilor tahogramelor cu 3 perioade, la instalațiile mașinilor de extracție*)

Ing. Petre Țepeluș

I. Introducere

In problemele de proiectare, cît și în problemele fenomenelor fizico-mecanice ale mașinilor de extracție, un important rol îl ocupă calculul parametrilor tahogramei cu 3 perioade. Determinarea precisă prin calcul a parametrilor, după cum este cunoscut, se poate face numai atunci cînd tahograma are forma unui trapez. In celelalte cazuri, de obicei pentru aflarea parametrilor se întrebuințează un calcul orientativ întrebuințînd pentru găsirea valorii timpului t_2 metoda tatonărilor, care trebuie să satisfacă condițiile cunoscute:

$$t_e < 2\frac{H}{V} - T, \qquad A)$$

pentru instalații de extracții echilibrate prin calculul de compensare mai greu decît cablul principal:

$$t_2 > 2\frac{H}{V} - T \qquad B)$$

pentru instalații de extracție neechilibrate.

Desigur că, o astfel de metodă nu corespunde în totul cerințelor și poate duce uneori la erori. In acest scop, în cele ce urmează se vor expune metodele de determinare precisă prin calcul a parametrilor tahogramei cu 3 perioade, folosibilă pentru anumite cazuri, excluzîndu-se calculul tahogramelor ce au forma simplificată de trapez, precum și al tahogramei cu o latură parabolică, ce sînt simple și larg cunoscute.

In acest scop, se vor analiza diferite sisteme ale instalațiilor mașinilor de extracție des întîlnite, cu și fără cablu de compensare, sistemele de bază de comandă ale lor și forma tahogramelor ce au loc în fiecare caz. Apoi se vor prezenta metodele de determinare precisă prin calcul a parametrilor respectivelor tahograme cu 3 perioade.

Aceste metode de calcul sînt necesare în cazul instalațiilor mașinilor de extracție acționate mai ales de motoare electrice asincrone, comanda lor efectuîndu-se cu ajutorul con-

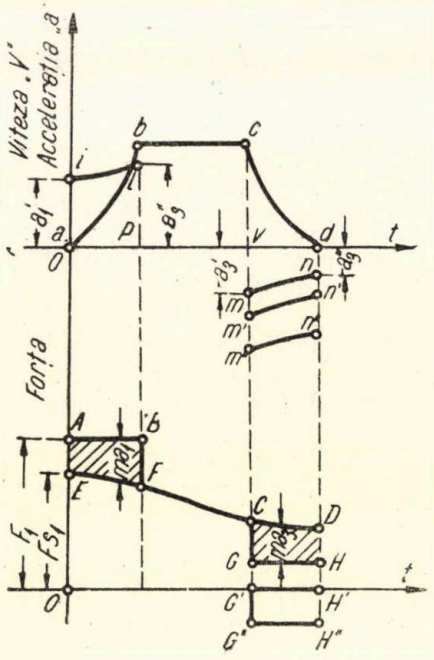


Fig. 1. Tahograma cu trei perioade cu laturile concave și, corespunzător, diagrama accelerației și a forței pentru instalațiile mașinilor de extracție prevăzute cu colivii. Acționarea se efectuează de un motor asincron și comanda lui se face cu ajutorul contactorilor prevăzuți cu releu de intensitate.

*) Lucrarea este scrisă în memoria eminenților savanți ruși și sovietici acad. M. M. Feodorov, acad. A. P. German și prof. F. N. Sleavski care au pus bazele și au definitivat această metodă de calcul.

tactorilor pentru calculul puterii motorului, al rezistenţelor şi al mărimilor de reglaj ale releelor de timp.

II. Tahogramele cu 3 perioade şi sistemele de comandă respective

După cum este cunoscut, rezolvarea parametrilor tahogramelor maşinilor de extracţie depinde în mare măsură de forţele statice ce trebuie învinse, de sistemele de comandă ale motorului electric şi modul de frînare.

În timpul t_1 al primei perioade sau al drumului parcurs h_1 (fig. 1) forţa de mişcare F pe circumferinţa tamburului trebuie să depăşească forţa statică Fs a instalaţiei de extracţie cu mărimea ma, care reprezintă forţa de acceleraţie sau forţa dinamică, unde m este masa totală accelerată raportată la circumferinţa tamburului. În acest caz F, forţa creată pe circumferinţa tamburului de către motor, trebuie să fie:

$$F = Fs + ma_1 \qquad (a)$$

Prin aceasta, întreaga instalaţie va trece din repaus în mişcare accelerată.

În perioada t_2, a mişcării uniforme pe drumul parcurs h_2, determinat de suprafaţa $bc \cdot pr$ a tahogramei (fig. 1), forţa de mişcare trebuie să fie egală cu forţa statică adică:

$$F = Fs. \qquad (b)$$

În perioada t_3 pe drumul h_3 determinat de suprafaţa $c\,d\,v$ a tahogramei (fig. 1) forţa de mişcare trebuie să fie mai mică decît forţa statică, cu mărimea ma care reprezintă forţa de retardare, adică:

$$F = Fs - ma_3 \qquad (c)$$

În general, pentru a readuce sistemul în stare de repaus, energia acumulată în prima perioadă peste necesarul obţinerii forţei statice Fs trebuie consumată în perioada a treia, contrar repausului neputîndu-se stabili.

Acceleraţiile perioadelor de pornire şi oprire a sînt determinate de laturile ab şi cd ale trapezului, iar formele acestora din urmă depind, la rîndul lor, de sistemul de comandă al motorului în perioada de pornire, respectiv oprire.

În instalaţiile miniere sînt întrebuinţate 2 sisteme de motoare: motorul trifazic asincron şi motoarele de curent continuu grupate în sistemul generator — motor (Leonard).

Pornirea motoarelor asincrone de extracţie se efectuează în 3 feluri:

1) cu ajutorul reostatelor lichide în sistemele firmelor din Europa de vest;

2) cu ajutorul contactorilor şi releului de intensitate, în sistemele americane;

3) cu ajutorul contactorilor avînd releu de intensitate şi de timp, la maşinile de extracţie sovietice.

În primele două cazuri (fig. 1) forţa de mişcare, la maşinile de extracţie fără cablu de compensare este constantă în tot timpul perioadei de accelerare şi paralelă cu axa Ox. În acest caz, masa m rămînînd aceeaşi acceleraţia trebuie să crească, ceea ce imprimă tahogramei o formă concavă ab. În realitate forţa de mişcare are o formă ondulată (fig. 2), avînd axa paralelă cu axa absciselor.

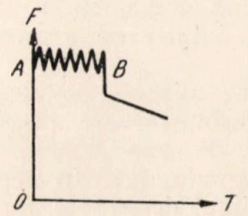


Fig. 2. Variaţia forţei de pornire a instalaţiilor maşinilor de extracţie prevăzute cu releu de intensitate.

În perioada de retardare, în conformitate cu formula (c), pot avea loc 3 cazuri:

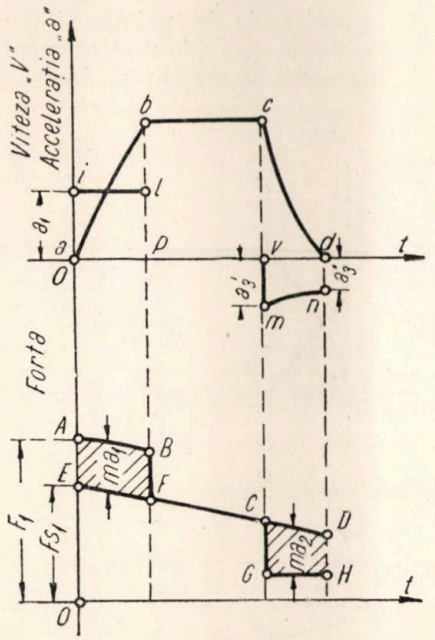


Fig. 3. Tahograma cu trei perioade cu o latură dreaptă şi cealaltă concavă şi, corespunzător, diagrama acceleraţiei şi a forţei pentru instalaţiile maşinilor de extracţie neechilibrate prevăzute cu colivii. Acţionarea se efectuează de un motor asincron şi comanda lui se face cu ajutorul contactorilor prevăzuţi cu releu de timp.

1. $F > O$, adică încetinirea are loc în regimul motor al motorului, ceea ce corespunde dreptei GH. Latura tahogramei în perioada a treia avea o latură concavă, deoarece mărimea a_3 descreşte după curba mn, m rămînînd constant.

2. $F = 0$, adică încetinirea are loc cînd motorul este decuplat, ceea ce corespunde dreptei GH', ce coincide cu axa absciselor. Forţa

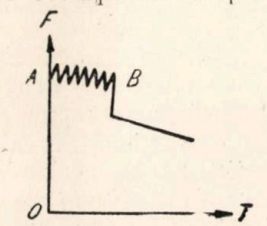


Fig. 4. Variaţia forţei de pornire a instalaţiilor maşinilor de extracţie prevăzute cu releu de timp.

de retardare este în acest caz echivalentă rezistenţelor statice totale, motorul fiind decuplat. Acesta este aşa-numitul regim al mersului în liber, acceleraţia descrescînd după curba *mn* condiţionează concavitatea laturii *cd* a trapezului.

3. $F < O$, cînd forţa de mişcare depăşeşte forţele statice totale, corespunzătoare dreptei *G" H"* situată mai jos de axa absciselor. Ea se calculează după formula (c). În acest caz avem de-a face cu regimul de frînare, forţa de oprire *F* putînd fi creată cu ajutorul frînei mecanice, contracurentului (în cazuri excepţionale) şi electrodinamic. În ambele cazuri ea este constantă şi, ca în cazul primei perioade, latura *cd* a trapezului este concavă. Acceleraţia va varia după curba *m" n"*.

La maşinile de extracţie prevăzute cu cablu de compensaţie mai greu decît cablul principal (fig. 10), acceleraţia în prima şi în a treia perioadă descreşte, condiţionînd convexitatea laturilor tahogramei în aceste perioade.

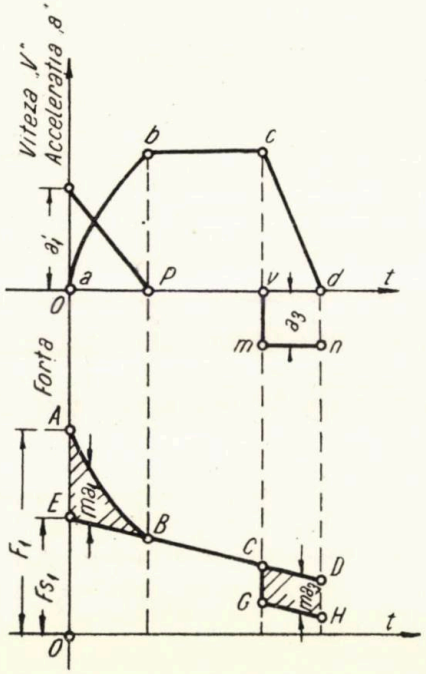


Fig. 5. Tahograma cu trei perioade cu o latură sub formă de parabolă şi cealaltă o linie dreaptă şi, corespunzător, diagrama acceleraţiei şi forţei instalaţiilor maşinilor de extracţie neechilibrate prevăzute cu colivii. Acţionarea se efectuează de un grup generator-motor şi comanda lui cu ajutorul discurilor profilate.

În cazul porniriі motorului cu ajutorul contactorilor prevăzuţi cu releu de timp la maşinile de extracţie fără cablu de compensaţie, acceleraţia a_1 în perioada t_1, în mod practic este constantă. Forţa de mişcare (fig. 3) reprezentată după curba *AB*, este paralelă liniei forţelor statice *EF*, deşi în realitate are un caracter ondulat, avînd axa paralelă cu *EF* (fig. 4). Acceleraţia rămînînd constantă, lina *ab* a tahogramei va fi o linie dreaptă. În ceea ce priveşte perioada de încetinire, forţa de mişcare *F* este constantă în regimul motor, mers liber

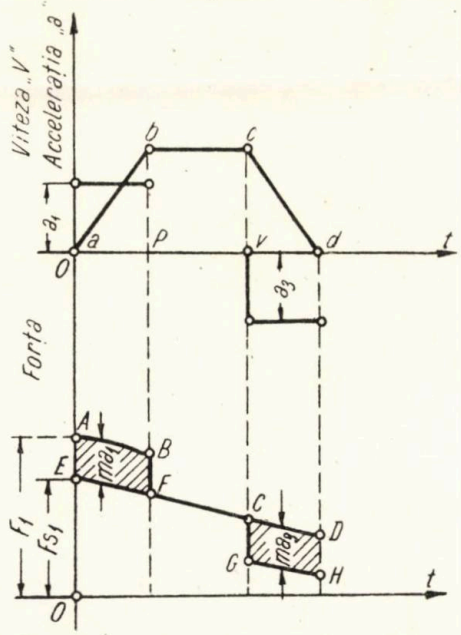


Fig. 6. Tahograma cu trei perioade cu ambele laturi drepte, şi corespunzător, diagrama acceleraţiei şi forţei pentru instalaţiile maşinilor de extracţie neechilibrate prevăzute cu colivii. Acţionarea se efectuează cu un grup generator-motor şi comanda lui cu ajutorul contactorilor.

şi de frînare. Latura *cd* a tahogramei va fi concavă, acceleraţia descrescînd mereu pînă la valoarea ei finală.

La instalaţiile de extracţie prevăzute cu cablu de compensare mai greu decît cablul principal

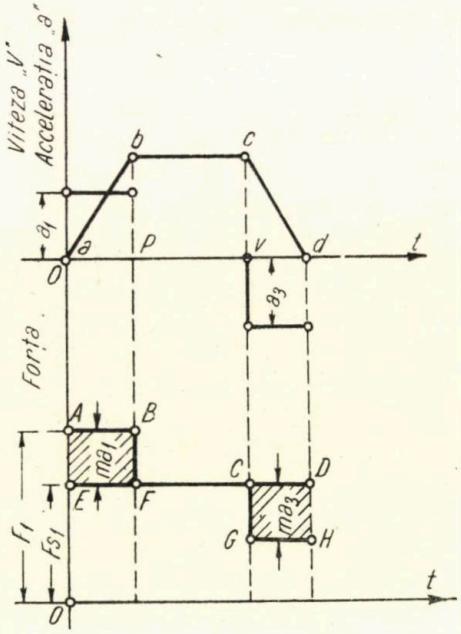


Fig. 7. Tahograma cu trei perioade cu ambele laturi linii drepte şi, corespunzător, diagrama acceleraţiei şi forţei pentru instalaţiile maşinilor de extracţie avînd cablul de compensare totală a forţei statice, prevăzute cu colivii. Acţionarea se efectuează de un grup generator-motor şi comanda lui cu ajutorul contactorilor.

(fig. 11) accelerația în prima perioadă este constantă și în a treia perioadă crește mereu. În concordanță cu variația accelerației, tahograma va fi reprezentată printr-o linie dreaptă în prima perioadă și în perioada a treia o curbă convexă.

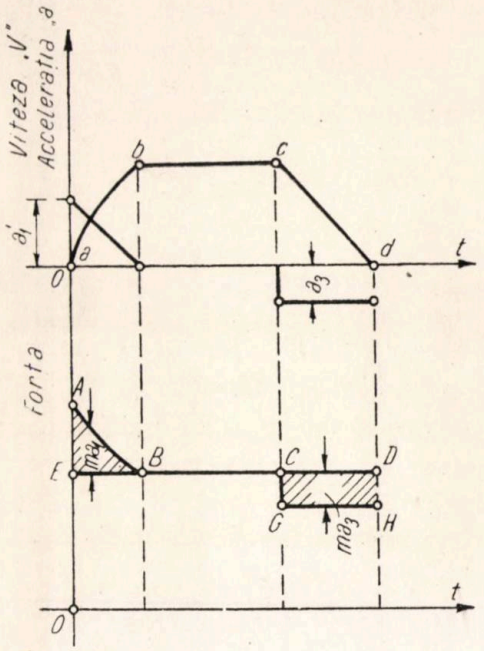


Fig 8. Tahograma cu trei perioade cu o latură sub formă de parabolă și cealaltă o linie dreaptă și, corespunzător, diagrama accelerației și a forței pentru instalațiile mașinilor de extracție, având cablul de compensare totală a forței statice, prevăzute cu colivii. Acționarea se efectuează de un grup generator-motor și comanda lui cu ajutorul discurilor profilate.

În ceea ce privește acționarea prin grup generator-motor, în cazul neexistenței cablului de compensare, se poate efectua în 2 feluri:

1) cu ajutorul discurilor profilate în sistemele europene;

2) cu ajutorul contactorilor aceiași pentru perioada de accelerație și frînare în sistemele americane.

În primul caz forța de mișcare de obicei descrește pînă la mărirea forței statice (linia *AB* fig. 5), accelerația micșorîndu-se de la valoarea ei inițială, a'_1 pînă la valoarea ei finală a_0, egală cu zero, curba reprezentativă a vitezei fiind o parabolă. În perioada de frînare accelerația rămîne constantă, linia ce reprezintă forța de mișcare este paralelă liniei forței statice *CD*, iar latura tahogramei *cd* va fi o linie dreaptă.

În cazul al doilea accelerația și încetinirea sînt constante și egale, deoarece contactorii sînt aceiași și în perioada de încetinire și în cea de pornire, acționînd numai în ordine inversă. Liniile forțelor de mișcare *AB* și *GH*, în acest caz, sînt paralele liniei rezistențelor statice totale *ED* și tahograma vitezei reprezintă un trapez cu laturile egale (fig. 6).

La mașinile de extracție cu cablu compensator (fig. 7) de echilibrare totală a forței statice, forța statică, forța de mișcare, accelerația și încetinirea sînt constante în fiecare perioadă în parte, în afară de cazul acționării lor de un grup generator-motor, unde comanda se face cu ajutorul discurilor profilate. În ultimul caz, tahograma în prima perioadă va fi analogă tahogramei sistemului generator-motor (fig. 5), neprevăzut cu cablu compensator de echilibrare totală a rezistenței statice și va fi reprezentată printr-o parabolă *ab* (fig. 8).

În concluzie, există în total patru tipuri de tahograme cu 3 perioade:

1) tahograma care are configurația ambelor părți laterale sub formă de linii drepte;

2) tahograma care are ambele părți laterale reprezentate prin linii curbe — convexe sau concave;

3) tahograma avînd partea laterală în perioada de accelerare reprezentată printr-o linie dreaptă și cu linii curbe în perioada de încetinire;

4) tahograma avînd partea laterală în prima perioadă o parabolă și o linie dreaptă în perioada de încetinire.

III. Calculul tahogramelor instalațiilor mașinilor de extracție echilibrate sau neechilibrate din punct de vedere static, dinamic și aplicarea lor în determinarea parametrilor cinetici

A. *Calculul tahogramelor cu laturile concave.*

În cazul mașinilor de extracție neechilibrate (fig. 9) în perioada de accelerare, în orice moment avem:

$$ma=[(Fs)_1+ma_1)]-Fs \qquad (1)$$

unde:

m este masa elementelor în mișcare a instalației de extracție;
a — accelerația masei elementelor în mișcare a instalației de extracție;
Fs — forțele statice ale elementelor în mișcare ale instalației de extracție;
p — greutatea liniară a cablului;
$(Fs)_1$ — forțele statice inițiale ale elementelor în mișcare a instalației de extracție;
x — drumul parcurs de vasele de extracție de la începutul mișcării.

Forța statică poate fi exprimată prin expresia:

$$Fs=(Fs)_1-2px. \qquad (2)$$

Înlocuind pe Fs în formula (1) vom avea:

$$ma=ma_1+2px. \qquad (3)$$

Exprimînd accelerația prin derivata a doua, adică $a=\frac{d^2x}{dt^2}$ și împărțind ambele părți cu masa m obținem:

$$\frac{d^2x}{dt^2}-\frac{2px}{m}=a_1. \qquad (4)$$

Ecuația (4) reprezintă o ecuație liniară diferențială de ordinul doi avînd partea a doua

constantă, a cărei integrală generală are forma:

$$X = C_1 e^{t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}} + C e^{-t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}} - a_1. \quad (5)$$

Acceleraţia iniţială din fig. 9 este egală cu:

$$a_1 = \frac{F_1-(Fs)_1}{m} = \frac{F_1-kQ-pH}{m} \quad (6)$$

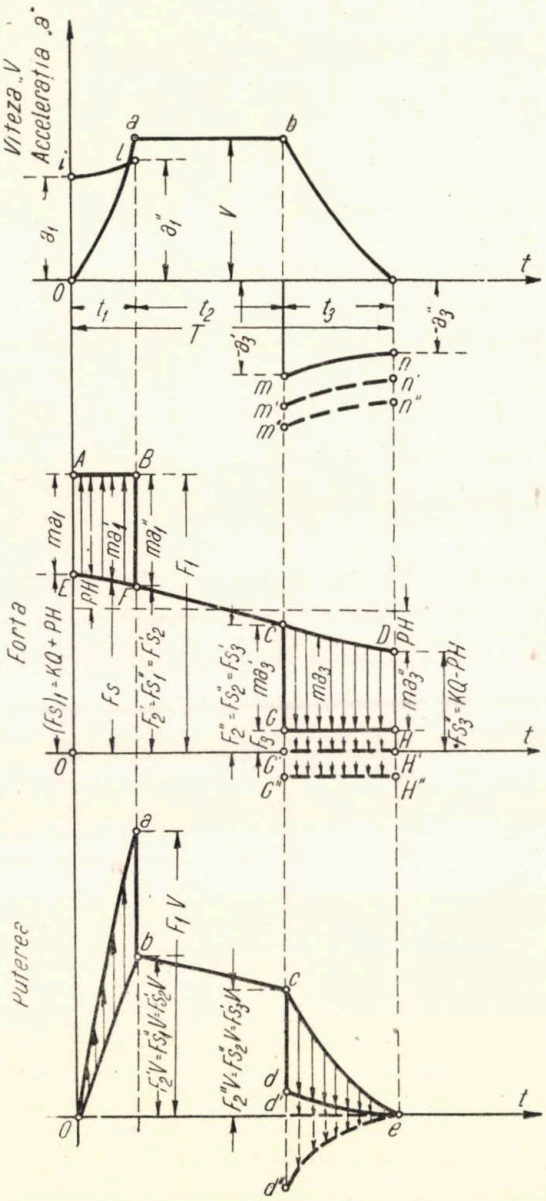


Fig. 9. Tahogramă cu trei perioade cu amîndouă laturile concave şi, corespunzător, diagrama acceleraţiei, forţei şi puterii pentru sistemele maşinilor de extracţie neechilibrate şi prevăzute cu colivii. Acţionarea se efectuează cu un motor asincron şi comanda cu ajutorul contactorilor prevăzuţi cu releu de intensitate.

unde:

Q este greutatea utilă transportată;

k — coeficientul care însumează rezistenţele nocive;

C_1 şi C_2 — constante de integrare ce se află din condiţiile iniţial $t=0$ şi $x=0$.

Atunci formula (5) capătă forma:

$$X = C_1 e^{t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}} + C_2 e^{-t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}} - \frac{F_1-kQ-pH}{2p} \quad (5\,a)$$

Din expresia (5a) rezultă că:

$$C_1+C_2 = \frac{F_1-(kQ+pH)}{2p}. \quad (d)$$

Diferenţiind expresia (5a) vom avea:

$$V = \frac{dx}{dt} = \sqrt{\frac{2p}{m}}\left[C_1 e^{t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}} - C_2 e^{-t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}}\right]. \quad (7)$$

Dat fiind faptul că la începutul ridicării pentru $t=0$ viteza $v=0$ din formula (7), reiese că:

$$C_1 = C_2 \quad (e)$$

Rezolvînd formulele (d) (e) căpătăm:

$$C_1 = C_2 = \frac{F_1-(kQ+pH)}{4p}.$$

Astfel, formula (6) capătă forma finală:

$$X = \frac{F_1-(kQ+pH)}{2p}\left(\frac{e^{t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}} + e^{-t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}}}{2} - 1\right) \quad (8)$$

sau

$$X = \frac{F_1-(kQ+pH)}{2p}\left[\cos h\left(t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}\right) - 1\right] \quad (9)$$

unde:

$$\frac{e^{t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}} + e^{-t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}}}{2} \cos h(\varphi);\ \varphi = t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}} -$$

— expresia cosinusului hiperbolic;

$$\frac{e^{t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}} - e^{-t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}}}{2} = \sin h(\varphi);\ \varphi = t.\sqrt{\frac{2p}{m}} -$$

— expresia sinusului hiperbolic.

Drumul h, parcurs în perioada de pornire se poate afla din expresia (9) luînd $t=t_1$.

$$h_1 = \frac{F_1-(kQ+pH)}{2}\left[\cos h\left(t_1\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}\right) - 1\right]. \quad (10)$$

Viteza pentru orice moment, efectuînd toate înlocuirile în formula (7) va fi egală cu:

$$V = \frac{dv}{dt} = \frac{F_1-(kQ+pH)}{\sqrt{2pm}} \sin h\left(t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}\right) \quad (11)$$

Expresia (10) şi (11) arată că la sistemele instalaţiilor de extracţie neechilibrate, în cazul forţei de mişcare constante în perioada de pornire, spaţiul parcurs de vasele de extracţie se reprezintă printr-o curbă ce variază după legea cosinusului hiperbolic (fig. 9). Viteza variază după legea sinusoidei hiperbolice oa.

La sfîrşitul perioadei t_1, viteza va avea o valoare maximală V, ce se află din expresia:

$$V = \frac{F_1-(kQ+pH)}{\sqrt{2pm}} \cdot \frac{e^{t_1\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}} - e^{t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}}}{2} = \frac{F_1-(kQ+pH)}{\sqrt{2pm}} \sin h\left(t_1\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}\right) \quad (12)$$

Din ultima expresie scoatem valoarea forţei de mişcare F_1:

$$F_1 = kQ+pH+\frac{\sqrt{2pm}}{\sin h\cdot\left(t_1\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}\right)}\cdot \quad (13)$$

Rezolvînd formula (13) în raport de t_1 avem:

$$t_1 = \sqrt{\frac{m}{2p}}\ \text{are}\sin h\left(\frac{V\sqrt{2pm}}{F_1-(kQ+pH)}\right). \quad (14)$$

Acceleraţia de pornire va fi egală cu:

$$a_1 = \frac{dv}{dt} = \frac{F_1-(kQ+pH)}{m}\cos\left(t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}\right). \quad (15)$$

Pentru $t=0$, acceleraţia va avea valoarea minimă şi va fi egală cu:

$$a_1\ (\min) = a_1' = \frac{F_1-(kQ+pH)}{m}\cdot$$

Pentru valoarea $t=t_1$, acceleraţia va avea valoarea maximă:

$$a_1\,(\max) = a_1'' = \frac{F_1-(kQ+pH)}{m}\cos h\left(t_1\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}\right) \quad (17)$$

$$= a_1'\cos h\left(t_1\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}\right).$$

Forţa statică, condiţionată de greutatea utilă de transport, rezistenţele nocive şi parţiale neechilibrate ale cablului se află în baza formulei:

$$Fs = kQ+p\cdot(H-2x).$$

Introducînd valoarea lui x din expresia (9) obţinem valoarea ei:

$$Fs = F_1-[F_1-(kQ+pH)]\cos h\left(t\sqrt{\frac{2p}{m}}\right). \quad (20)$$

Valoarea maximală a ei va avea loc cînd $t=0$:

$$Fs\,(\max) = (Fs)_1 = kQ+pH. \quad (21)$$

Puterea la axa tamburilor creată de forţa de mişcare în perioada de pornire va fi egală cu:

$$P = F\,V = F_1\,\frac{F_1-(kQ+pH)}{\sqrt{2pm}}\sin h\left(t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}\right). \quad (22)$$

Puterea la axa tamburilor condiţionată de forţa statică va fi egală cu:

$$Ps = Fs\,V = \frac{F_1-(kQ+pH)}{\sqrt{2pm}}\left[F_1\cdot\sin h\cdot\left(t\sqrt{\frac{2p}{m}}\right) - \frac{F_1-(kQ+pH)}{2}\sin h\left(2t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}\right)\right] \quad (23)$$

În perioada mişcării uniforme t_2 forţa de mişcare este egală cu forţa statică:

$$F = Fs = kQ+pH\,(H-2x) \quad (24)$$

unde drumul parcurs este egal cu

$$X = h_1+Vt. \quad (25)$$

Puterea la axa tamburilor P este egală cu puterea Ps creată de forţa statică şi este egală cu:

$$P = Ps = F\cdot V = FsV. \quad (26)$$

În aceste formule valoarea forţei statice se ia conform formulei (20) şi a drumului parcurs h_1 conform formulei (10).

Interpretarea grafică a formulelor din această perioadă se poate vedea în fig. 9.

În perioada de încetinire acceleraţia este negativă şi formula (4) în acest caz ia forma:

$$\frac{d^2x}{dt^2}-\frac{2p}{m}x = a_3'' = -\frac{kQ-pH-F_3}{m} \quad (27)$$

Forţa de mişcare este constantă $F_3 < (Fs)_3''$, unde $(Fs)_3''$ reprezintă forţa statică ce apare în momentul opririi.

În mod analog, ca şi la calculul parametrilor perioadei de pornire, avînd în vedere că pentru $t=0$, $x=0$ şi $v=0$, avem:

$$X = -\frac{kQ-pH-F_3}{2p}\left(\frac{e^{t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}}+e^{-t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}}}{2}-1\right) = -\frac{kQ-pH-F_3}{2p}\left[\cos h\cdot\left(t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}\right)-1\right]. \quad (28)$$

Considerînd că, asemănător perioadei t_1, vom avea de-a face cu o pornire cu parametrii perioadei t_3 menţinînd aceleaşi axe de coordonate, însă mişcarea avînd loc în sens invers, se poate lua, $t=-t_3$, $x=-x_3$ şi vom obţine expresia drumului parcurs*):

$$h = \frac{kQ-pH-F_3}{2p}\left(\frac{e^{t_3\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}}+e^{-t_3\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}}}{2}-1\right) \quad (29)$$

$$h = \frac{kQ-pH-F_3}{2p}\left[\cos h\left(t_3\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}\right)-1\right] \quad (30)$$

Viteza va fi egală cu:

$$V = -\frac{kQ-pH-F_3}{\sqrt{2pm}}\sin h\left(t_3\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}\right). \quad (31)$$

La începutul perioadei, adică pentru $t=-t$, viteza va fi maximă şi va fi egală cu:

$$V = \frac{kQ-pH-F_3}{\sqrt{2pm}}\sin h\left(t_3\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}\right). \quad (32)$$

*) Această interpretare s-a luat în considerare şi la deducerea formulei (27).

Din ultima expresie aflăm valoarea forţei de mişcare F_3 în perioada t_3:

$$F_3=(kQ-pH)=\frac{V\cdot\sqrt{2pm}}{\sin h\cdot t_3\sqrt{\frac{2p}{m}}}\cdot \quad (33)$$

Ceilalţi parametri ai perioadei a treia se calculează în mod analog ca în cazul perioadei t_1 adică:

a) $t_3=\sqrt{\frac{m}{2p}}\ \text{arc sin}\ h\cdot\left(\frac{V\cdot\sqrt{2pm}}{kQ-pH-F_3}\right)$; (34)

b) acceleraţia de încetinire

$$a_3=\frac{dv}{dt}=-\frac{kQ-pH-F_3}{m}\cos h\left(t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}\right); \quad (35)$$

c) acceleraţia de încetinire pentru $t=0$

$$a_3\,(\min)=a_3''=-\frac{kQ-pH-F_3}{m}; \quad (36)$$

d) acceleraţia maximă de încetinire

$$a_3\,(\max)=-\frac{kQ-pH-F_3}{m}\cos h\left(t_3\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}\right)=$$

$$=a_3''\cos ht_3\sqrt{\frac{2p}{m}}\Big)=a_3' \quad (36\,a)$$

In perioada de încetinire de remarcat este faptul că forţa de mişcare poate avea următoarele valori (fig. 9):

1) $F_3>0$, corespunzător regimului motor (GH);
2) $F_3=0$, corespunzător regimului de mers liber (G'H');
3) $F_3<0$, corespunzător regimurilor de frînare ($G''H''$).

In aceeaşi figură curbele *de*, *d' e* şi *d'' g* reprezintă valoarea puterii pentru regimul motor, mers liber şi defrînare.

In perioada de încetinire ecuaţia echilibrului dinamic are forma următoare*):

$$F=kQ-p(H+2x)+m\frac{d^2x}{dt^2}\cdot \quad (37)$$

Ecuaţia forţei statice se află în cazul cînd

$$a_3=\frac{d^2x}{dt^2}=0$$

$$Fs=kQ-p(H+2x)^{**}). \quad (38)$$

Introducînd valoarea lui x în formula (38), formula definitivă a forţei statice va fi:

$$Fs=F_3+(kQ-pH-F_3)\cos\cdot h\left(t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}\right)^{**}) \quad (39)$$

Pentru $t=0$ vom avea valoarea minimală a forţei statice:

$$Fs\ (\min)=F_{s_3}''=kQ-pH. \quad (40)$$

Puterea condiţionată de forţa constantă de mişcare este egală cu:

$$P=F_3\,V. \quad (41)$$

Puterea necesară în timpul încetinirii, condiţionată de forţa statică va fi:

$$Ps=FsV. \quad (42)$$

Înlocuind în ultimele două formule valorile lui F şi V, ele vor lua următoarele forme:

$$P=-F_3\frac{kQ-pH-F_3}{\sqrt{2pm}}\sin h\left(t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}\right) \quad (43)$$

$$Ps=-\frac{kQ-pH-E_3}{\sqrt{2pm}}\left[F_3\ \sin h\cdot\left(t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}+\right.\right.$$

$$\left.\left.+\frac{kQ-pH-F_3}{2}\ \sin h\left(2t\cdot\sqrt{\frac{2p}{m}}\right)\right]\cdot \quad (44)$$

Interpretarea grafică a formulelor din perioada de încetinire se poate vedea în fig. 9.

În ceea ce priveşte întrebuinţarea formulelor prezentate pentru determinarea parametrilor, ele nu pot da o rezolvare definitivă în cazul tahogramelor cu ambele laturi concave. În acest caz, pentru raţionala întrebuinţare a energiei electrice, calculul se combină cu metoda prin tatonare imprimînd timpului t_2 al perioadei a doua, condiţia:

$$t_2>2\frac{H}{V}-T. \quad (44)$$

In calculul parametrilor celorlalte perioade, se întrebuinţează formulele mai sus—menţionate cu respectarea condiţiei (44).

În acest sens este necesară cunoaşterea acceleraţiei iniţială a_1' sau finală a_3'', viteza maximă $-V$, timpul necesar unei curse $-T$, masa totală a elementelor în mişcare m, înălţimea de extracţie H şi greutatea utilă de ridicat Q.

Pentru verificarea alegerii timpului t_2 şi a exactităţii, din punct de vedere practic poate să servească formula:

$$H=h_1+h_2+h_3 \quad (45)$$

unde h_1 se află din expresia (10) şi $h_2=Vt_2$, iar h_3 din expresia (20).

B. *Calculul tahogramelor cu laturile convexe*

Asemenea tahograme au loc în cazul instalaţiilor de extracţie prevăzute cu cablu compensator mai greu decît cablul principal (fig. 10). Calculul parametrilor se face în mod asemănător ca la tahogramele cu laturile concave.

*) Această formulă reiese din expresia (27) în care se vor face înlocuirile respective.

**) Ţinem să menţionăm în mod deosebit că amîndouă formulele sînt valabile numai în următoarele condiţii:

— ele sînt caracteristice numai periodei a treia;
— pentru justa lor interpretare se va lua $t=-t_3$ şi $x=-x_3$.

Ordinea valorilor forţelor statice ce reies din calcul va fi de la sfîrşitul perioadei a treia către începutul ei, ce corespunde înseşi principiilor de deducţie a formulei (27).

În perioada de accelerare, în orice moment va avea loc următoarea relaţie:

$$ma=[(Fs)_1+m_1]-Fs \qquad (46)$$

dar

$$Fs=(Fs)_1+2\delta x \qquad (46\,a)$$

În acest caz expresia (46) ia forma:

$$ma+2\delta x=ma_1. \qquad (46\,b)$$

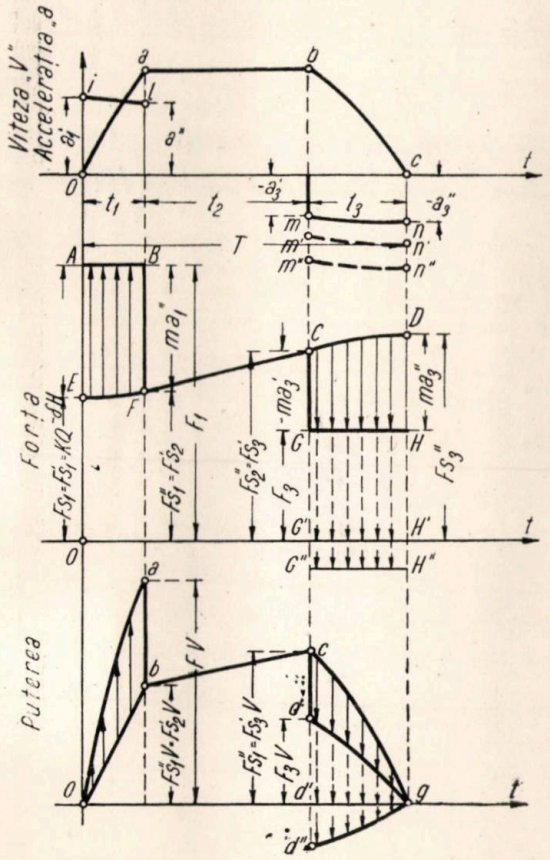


Fig. 10. Tahograma cu trei perioade cu amîndouă laturile convexe şi, corespunzător" diagrama acceleraţiei, a forţei şi a puterii instalaţiei maşinii de extracţie avînd cablul compensator mai greu decît cablul principal, prevăzute cu colivii. Acţionarea se efectuează de un motor asincron şi comanda lui cu ajutorul contactorilor prevăzuţi cu releu de intensitate.

Împărţind ultima expresie cu m scoatem valoarea lui a_1, acceleraţia iniţială (fig. 10):

$$a_1=\frac{F_1-(Fs)_1}{m}=\frac{F_1-kQ-\delta H}{m};$$

ecuaţia (46 b) poate fi scrisă sub forma:

$$a+\frac{2\delta}{m}x=+\frac{F_1-kQ+\delta H}{m} \qquad (47)$$

sau

$$\frac{dx}{dt}+\frac{2\delta}{m}x=+\frac{F-kQ+\delta H}{m}. \qquad (48)$$

Integrala generală a acestei ecuaţii diferenţiale este:

$$X=\frac{F_1+\delta H-kQ}{2\delta}+C_1\cos\left(t\cdot\sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right)+$$
$$+C_2\sin\left(t\cdot\sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right) \qquad (49)$$

unde:

C_1 şi C_2 sînt constante de integrare;
δ este diferenţa de greutate liniară a cablurilor.

Constanta C_1 poate fi aflată din condiţiile iniţiale de mişcare ale vaselor de extracţie cînd $x=0$ şi $t=0$:

$$C_1=\frac{F_1+\delta H-kQ}{2\delta} \qquad (49\,a)$$

Introducînd valoarea lui C_1, expresia (49) va lua următoarea formă:

$$X=\frac{F_1+\delta H-kQ}{2\delta}\left[1-\cos\left(t\cdot\sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right)+\right.$$
$$\left.+C_2\sin\left(t\cdot\sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right)\right. \qquad (50)$$

Diferenţiind expresia (50) aflăm formula vitezei de mişcare a vaselor de extracţie:

$$V=\frac{dx}{dt}=\frac{F_1+\delta H-kQ}{\sqrt{2\delta m}}\sin\left(t\cdot\sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right)+$$
$$+C_2\sin\left(t\cdot\sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right)\cdot\sqrt{\frac{2\delta}{m}} \qquad (52\,a)$$

Constanta C_2 poate fi aflată tot din condiţiile iniţiale ale mişcării. În acest caz pentru $t=0$; $v=0$ şi $C_2=0$.

Deci ecuaţiile drumului parcurs şi ale vitezei de extracţie vor fi:

$$x=\frac{F_1+\delta H-kQ}{2\delta}\left[1-\cos\left(t\cdot\sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right)\right] \qquad (51)$$

$$v=\frac{F_1+\delta H-kQ}{\sqrt{2\delta m}}\sin\left(t\cdot\sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right). \qquad (52)$$

Expresiile (51), (52) arată că, în cazul instalaţiilor de extracţie cu cablu de compensare mai greu decît cablul principal, spaţiul parcurs este o funcţie ce variază după o cosinusoidă, iar viteza după o sinusoidă (fig. 10).

Parametrii tahogramei în perioada de accelerare, procedînd la determinarea lor ca în capitolul III, vor fi:

a) viteza la sfîrşitul perioadei:

$$V=\frac{F_1+\delta H-kQ}{\sqrt{2\delta m}}\sin\left(t\cdot\sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right); \qquad (53)$$

b) forţa de mişcare:

$$F_1=kQ-\delta H+\frac{V\sqrt{2\delta m}}{\sin\left(t_1\cdot\sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right)}; \qquad (54)$$

c) timpul t_1:

$$t_1=\sqrt{\frac{m}{2\delta}}\,\text{are sin}\,\frac{V\sqrt{2\delta m}}{F_1+\delta H-kQ}; \qquad (55)$$

d) accelerația de pornire:

$$a_1 = \frac{dv}{dt} = \frac{F_1 + \delta H - kQ}{m}; \qquad (56)$$

e) accelerația maximă la începutul mișcării:

$$a_1\,(\max) = a_1' = \frac{F_1 + \delta H - kQ}{m}; \qquad (57)$$

f) accelerația minimă la sfîrșitul perioadei:

$$a_1\,(\min) = a_1'' \cos\left(t_1 \cdot \sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right) = \frac{F_1 + \delta H - kQ}{m} \cos\left(t_1 \cdot \sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right); \qquad (58)$$

g) forța statică:

$$F_s = kQ - \delta(H - 2x) = F_1 - (F_1 + \delta H - kQ) \cos\left(t \cdot \sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right) \qquad (59)$$

h) forța statică minimă, adică începutul mișcării pentru $t = 0$:

$$Fs\,(\min) = Fs_1 = kQ - \delta H; \qquad (60)$$

i) puterea condiționată de forța de mișcare F_1 în timpul perioadei de pornire:

$$P = F_1 v = F_1 \frac{F_1 + \delta H - kQ}{\sqrt{2\delta m}} \sin\left(t \cdot \sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right); \qquad (61)$$

j) puterea necesară pentru ridicarea greutății utile și învingerii rezistențelor nocive:

$$Ps = Fs \cdot v = \frac{F_1 + \delta H - kQ}{\sqrt{2\delta m}} \left[F_1 \sin\left(t \cdot \sqrt{\frac{2\delta}{m}} - \frac{F_1 + \delta H - kQ}{2} \sin\left(2t \sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right)\right)\right] \qquad (62)$$

Calculul parametrilor pentru perioada t a mișcării uniforme este analog cu acel al tahogramei vitezei cu laturile concave, cu deosebirea că forța de mișcare va fi egală cu:

$$F = Fs = kQ - \delta\,(H - 2x). \qquad (63)$$

Folosind aceeași metodă de calcul al parametrilor în perioada a treia, ca în cazul tahogramelor cu laturile concave, vom avea:

a) ecuația mișcării sub forma diferențială*):

$$\frac{d^2x}{dt^2} + \frac{2\delta}{m} x = a_3'' = -\frac{kQ + \delta H - F_3}{m}; \qquad (64)$$

b) ecuația spațiului parcurs:

$$x = -\frac{kQ + \delta H - F_3}{2\delta}\left[1 - \cos\left(t \cdot \sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right)\right]; \qquad (65)$$

c) valoarea spațiului parcurs de vasele de extracție:

$$h_3 = \frac{kQ + \delta H - F_3}{2\delta_3}\left[1 - \cos\left(t_3 \cdot \sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right)\right]; \qquad (65\,a)$$

d) viteza:

$$V = -\frac{kQ - \delta H - F_3}{\sqrt{2\delta m}} \sin\left(t \sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right); \qquad (66)$$

*) La baza obținerii acestei ecuații au stat aceleași principii ca în cazul ecuației diferențiale pentru perioada a treia a tahogramei cu laturile convexe.

e) viteza maximă ce are loc la începutul perioadei pentru $t = -t_3$:

$$V = \frac{kQ + \delta H - F_3}{\sqrt{2\delta m}} \sin\left(t_3 \sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right); \qquad (67)$$

f) forța de mișcare:

$$F_3 = (kQ + \delta H) - \frac{V\sqrt{2\delta m}}{\sin\left(t_3 \cdot \sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right)}; \qquad (68)$$

g) timpul:

$$t_3 = \sqrt{\frac{m}{2\delta}}\ \text{arc sin}\ \frac{V\sqrt{2\delta m}}{kQ + \delta H - F_3}; \qquad (69)$$

h) accelerația:

$$a = \frac{dv}{dt} = -\frac{kQ + \delta H - F_3}{m} \cos\left(t_3 \sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right); \qquad (70)$$

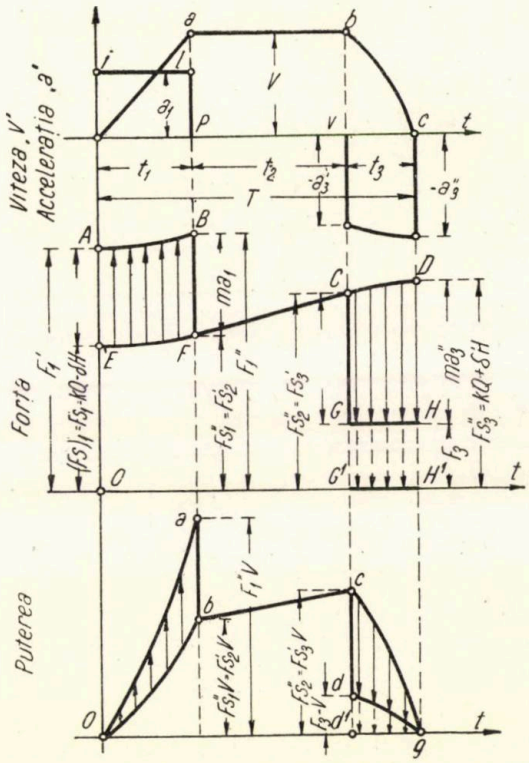


Fig. 11. Tahograma cu trei perioade cu o latură linie dreptă și cealaltă convexă și, corespunzător, diagrama accelerației, forței și a puterii instalației mașinii de extracție, avînd cablul compensator mai greu decît cablul principal, prevăzute cu colivii. Acționarea se efectuează de un motor asincron și comanda lui cu ajutorul contactorilor înzestrați cu releu de timp.

i) accelerația maximă pentru $t = 0$:

$$a_3\,(\max) = a_3'' = -\frac{kQ + \delta H - F_3}{m}; \qquad (71)$$

l) accelerația minimă pentru $t = -t_3$:

$$a_3\,(\min) = a_3'' \cos\left(t_3 \sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right) = -\frac{kQ + \delta H - F_3}{m} \cos\left(t_3 \sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right); \qquad (72)$$

m) valoarea forței statice:

$$Fs = kQ + \delta(H + 2x) = F_3 + (kQ + \delta H - F_3)\cos\left(t_3\sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right)^{*)}; \quad (73)$$

n) valoarea forței statice pentru $t = 0$:

$$Fs\ (\max) = F_3'' = kQ + \delta H; \quad (74)$$

p) puterea condiționată de forța F:

$$P_3 = F_3 V = -F_3 \cdot \frac{kQ + \delta H - F_3}{\sqrt{2\delta m}} \sin\left(t\sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right); \quad (75)$$

r) puterea condiționată de forța statică:

$$P_s = FsV = -\frac{kQ + \delta H - F_3}{\sqrt{2\delta m}} \times \left[F_3 \sin\left(t_3\sqrt{\frac{2\delta}{m}} + \right.\right.$$

$$\left.\left. + \frac{kQ + \delta H - F_3}{m} \sin\left(2t\sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right)\right.\right. \quad (76)$$

Ca și în calculul parametrilor tahogramei cu laturile concave vom avea cele 3 regimuri: motor, mers liber și de frînare. De asemenea, se păstrează aceeași metodă de calcul și în cazul că tahograma are ambele laturi concave, cu deosebirea că la aplicarea metodei prin tatonare timpul perioadei t_2 de mișcare uniformă a vaselor de extracție trebuie să corespundă condiției:

$$t_2 < 2\frac{H}{V} - P$$

Concluzii

Determinarea precisă a parametrilor tahogramei cu 3 perioade se poate face:

1) în cazul laturilor ei reprezentate prin linii drepte, corespunzătoare perioadelor de pornire și încetinire;

2) în cazul existenței unei singure laturi reprezentate printr-o linie dreaptă și cealaltă printr-o linie curbă ce variază după legea sinusului, cosinusului sau a sinusului și cosinusului hiperbolic.

În celelalte cazuri se obțin ecuații transcendente de nerezolvat și este necesară folosirea metodei prin tatonare a timpului t_2 a perioadei a doua, care trebuie să satisfacă formulele (A) și (B).

Pentru calcularea parametrilor tahogramei este necesar a fi cunoscute accelerația a_1' sau valoarea accelerației de încetinire a_3'' care în general sînt date de normele tehnice de proiectare, trebuind să corespundă normelor tehnicii securității.

*) Ținem să menționăm în mod deosebit că amîndouă formulele sînt valabile numai în următoarele condiții:

— ele sînt caracteristice numai perioadei a treia;
— pentru justa lor interpretare se va lua $t = -t_3$ și $x = -x_3$.

Ordinea valorilor forțelor statice ce reies din calcul va fi de la sfîrșitul perioadei a treia către începutul ei, ce corespunde principiilor de deducție a formulei (64).

În ceea ce privește tehnica proiectării, spre a nu da naștere la multe calcule, trebuie urmată o cale bine aleasă. Să presupunem că ne este dată accelerația finală de încetinire a''_3. În acest caz se va afla prima dată forța F_3 în conformitate cu expresia (33) sau (68), apoi din expresia (30) sau (65 a) se definește drumul h_3. Mai departe, conform neegalității (77) sau (78), se alege timpul t_2, apoi drumul h_2, după ce se află timpul perioadei t_1 din egalitatea: $t_1 = T - (t_2 + t_3)$ În sfîrșit, conform expresiei (13) sau (54), se află valoarea forței F_1 și din formula (10) sau (52) drumul h_1. Rezultatele obținute trebuie să corespundă condiției ca:

$$H = h_1 + h_2 + h_3. \quad (77)$$

În mod asemănător se calculează cînd se cunoaște accelerația de pornire a_1' începînd cu calcularea parametrilor primei perioade.

În ceea ce privește metoda și tehnica proiectării, în cazul tahogramelor cu o latură dreaptă și cealaltă curbă, amintim că, în cazul cînd ni se dă valoarea perioadei de pornire t_1 spre a găsi timpul t_3 al perioadei a treia, se ajunge la o ecuație transcendentă de nerezolvat care nu poate să fie adusă sub o formă algebrică.

Exemplu: să luăm cazul tahogramei ce variază în prima perioadă după o linie dreaptă, iar în perioada a treia după legea sinusului.

În acest caz, valoarea întregii înălțimi de extracție H va fi egală cu:

$$H = \frac{1}{2}Vt_1 + V\ (T - t_1 - t_3) + h_3. \quad (80)$$

Introducînd valoarea h_3 din expresia (65a) și rezolvînd în raport cu timpul t_3, ajungem la expresia de nerezolvat;

$$t_3 + \frac{kQ + \delta H - F_3}{2\delta V}\cos\left(t_3\sqrt{\frac{2\delta}{m}}\right) - \frac{kQ - \delta H - F_3}{2\delta V} -$$

$$-T + \frac{1}{2}t_1 = 0.$$

La același rezultat ajungem și în cazul tahogramelor ce au o latură concavă.

În acest caz, problema poate fi rezolvată procedînd în mod analog ca la tahogramele ce au ambele laturi curbe, ceea ce nu este de dorit. Deci, în nici un caz nu este rațional a porni prin a ne alege timpul t_1 și a găsi timpul t_3.

Pentru rezolvarea acestor tahograme ne sînt cunoscute din calculele ce preced calculul cinematicii instalației de extracție k, Q, m, H, V și T, urmînd a lua drept cunoscute a''_3 sau F_3 sau t_3.

În proiectarea instalațiilor trebuie ținut cont de indicațiile de mai jos.

Dacă mișcarea în a treia perioadă se efectuează avînd motorul cuplat, în toate formulele se introduce:

a) pentru instalaţii neechilibrate în loc de kQ a se introduce $kQ-F_3$, unde F_3 reprezintă forţa ce o dezvoltă motorul;

b) în cazul instalaţiilor cu cablul de compensare mai greu decît cablul principal, în loc de $kQ+\delta H$ se introduce $kQ+\delta H-F_3$.

Dacă se întrebuinţează frînarea mecanică cu forţa Fb în toate formulele, se introduce:

a) pentru instalaţiile neechilibrate, în loc de kQ se introduce $kQ+Fb$;

b) pentru instalaţiile cu cablul de compresiune mai greu decît cablul principal, în loc de $kQ+\delta H$ a se introduce $kQ+\delta H+Fb$.

Metoda aceasta de calcul precisă în anumite cazuri şi perioade poate fi întrebuinţată şi pentru tahogramele cu 4 şi 5 perioade pentru instalaţiile maşinilor de extracţie neechilibrate.

Bibliografie

[1] Prof. *F. N. Şlearski:* Bazele fizico-mecanice ale instalaţiilor de extracţie electrice. Editura Ungletehizdat, 1949.

[2] Prof. *F. N. Şlearski:* Cazurile calculării precise a parametrilor de bază ai tahogramelor cu 3 perioade ale instalaţiilor de extracţie. Analele Institutului de mine din Leningrad Tom. XI, ediţia 3, 1939.

[3] Acad. *A. P. German* şi prof. *F. N. Şlearski:* Instalaţii de extracţie — Editura Gostoptehizdat, 1940.

[4] *Kiselev V. I.:* Mecanica minieră — Editura de stat a literaturii tehnico-ştiinţifice a materialelor feroase şi neferoase — 1952.

[5] *R. N. Hodjikov:* Instalaţii de extracţie — Ungletehizdat, 1949.

[6] *P. Ţepeluş:* Proiectul de diplomă. Institutul de mine Leningrad, (1952).

La a 90-a aniversare a revistei „Bányászati Lapok"

Cu ocazia celei de a 90-a aniversări a revistei maghiare „Bányászati Lapok", în numărul 1/1957 al acestei reviste a fost publicat articolul pe care îl reproducem mai jos.

★

Pentru revistele tehnice, în general, nu prea se scriu aşazise „articole de fond".

Nici rîndurile de faţă nu-şi revendică acest caracter, însă în viaţă sînt evenimente, puncte cardinale, semne de drum, la care se cuvine să ne oprim pentru un moment.

La 15 ianuarie 1868 a apărut primul număr al revistei „Bányászati és Kohaszati Lapok" revista de specialitate a minerilor şi a metalurgiştilor.

Iniţiativa lui Pech Antal poate fi privită acum din perspectiva a 90 de ani. Răsfoind volumele groase ale colecţiilor revistei, putem constata că revista, începînd chiar cu primul său număr, a căutat să corespundă cerinţelor epocii. Pe lîngă cultivarea tradiţiilor a fost propagatoare serioasă a ştiinţelor miniere şi metalurgice, a ţinut totdeauna pasul cu dezvoltarea tehnicii şi a industriei. Cu studiile şi articolele de specialitate a contribuit la perfecţionarea cunoştinţelor speciaşliştilor, la răspîndirea cunoştinţelor tehnice şi a promovat dezvoltarea tehnicei miniere şi metalurgice.

Dezvoltarea de mari proporţii a ramurilor industriale a impus, în anul 1951, scindarea revistei pe specialităţi şi de atunci apar separat „Bányászati Lapok" (Revista Mineritului) şi „Kohászati Lapok" (Revista Metalurgiei).

Credem că atît colectivul de redacţie, cît şi toţi membrii asociaţiei noastre sînt conştienţi de răspunderea ce o au pentru dezvoltarea revistei noastre.

Rugăm pe toţi membrii asociaţiei noastre să sprijine munca noastră de redacţie, spre a face posibil ca revista noastră, menţinînd caracterul ei ştiinţific, să se poată ocupa cu mai multe probleme practice de actualitate.

Revista noastră trebuie să fie forul liber al discuţiilor tehnico-ştiinţifice şi să stăruie ca ştiinţa să devină bunul comun al tuturora, ocupîndu-se pe lîngă rezultatele din ţară şi cu problemele interesante ale mineritului din lumea întreagă.

Cu realizarea acestor sarcini, cu rezultatele obţinute în minerit dorim să contribuim la propăşirea economică a patriei noastre.

Păşind în al 90-lea an de existenţă al revistei, exprimăm recunoştinţă şi preţuim memoria lui Antal Pech, întemeietorul revistei. Colectivul de redacţie actual al revistei, urmînd exemplul lui Antal Pech şi al succesorilor săi, doreşte să continue şi mai departe opera de dezvoltare a industriei miniere maghiare.

Iozsef Heinrich

Colectivul de redacţie al „Revistei Minelor", în dorinţa întăririi prieteniei între poporul maghiar şi poporul romîn, trimite revistei „Bányászati Lapok" de la Budapesta, cu ocazia celei de a 90-a aniversări, urări de progres şi de mult succes în realizarea sarcinilor ei.

Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării și valorificării cărbunilor bruni lemnoși din R. P. R.

V. Brichetarea cu liant a ligniților

Prof. dr. ing. **I. Blum** și ing. **M. Rosenberg**

A. Generalități

Brichetarea cu liant a cărbunilor reprezintă una dintre căile de valorificare a mărunților de cărbune, de cocs sau de semicocs, ce rezultă în mari cantități la exploatările carbonifere și la fabricile de cocs și semicocs. Brichetarea cu liant se aplică în genere cărbunilor tari, lipsiți de însușiri plastice și nebrichetabili fără liant: mărunților de antracit și huile tinere, de cărbuni bruni tari sau de cocs și semicocs.

Ca lianți s-a propus și folosit în brichetare un mare număr de substanțe cu diferite însușiri aglomerante și provenind din cele mai variate ramuri ale industriei.

Astfel, Weber [1] și Seidenschnur [2] propun utilizarea leșiilor bisulfitice cu adaos de argilă.

Hackel [3] propune ca liant soluția de amidon.

Jäppelt și Müschenborn [4] și apoi Rammler, Knopfe și Kaltofen [5], folosesc ca liant viscoza pentru brichetarea semicocsului de cărbune brun.

Teitlin [6] propune utilizarea suspensiilor coloidale fine de turbă sau de cărbuni în apă, ca liant pentru brichetare.

S-au mai propus, de asemenea, și încercat în diferite țării diverși lianți anorganici — varul cimentul, bentonita, silicatul de sodiu etc. —, precum și lianți organici ca: smoala de cărbune și de petrol, gudroane de diferite proveniențe, melasă, clei etc.

In comparație cu lianții anorganici, care măresc conținutul de cenușă în brichetă și coboară puterea calorifică a cărbunelui inițial, adaosul de lianți organici duce la efecte contrarii: coboară conținutul de cenușă în brichetă și ridică, în genere, puterea calorifică a combustibilului. Lianții organici sînt, însă, scumpi și adesea deficitari.

Țara noastră, cu bogatele-i resurse petrolifere și cu uzine de semicarbonizare și cocsificare în plină dezvoltare, dispune de suficiente cantități de liant organic — smoală de petrol și de cărbune — pentru o largă industrie de brichetare a cărbunilor.

Pînă în prezent, însă, în țară s-au dezvoltat numai fabrici mici și mijlocii de brichetare a mărunților de huile slabe, de cărbuni bruni huilоși sau de cărbuni bruni tari (lucioși sau mați), la Doman, Petrila, Comănești și Codlea.

Incercările de brichetare a ligniților cu smoală, efectuate în țară încă în urmă cu două decenii, au dat brichete cu o bună rezistență mecanică și la intemperii, dar cu o proastă comportare la ardere.

Stabilirea de către I. Blum ș.a. [7, 8] a optimalului de umiditate la lignit, ca o condiție indispensabilă obținerii unor brichete rezistente la ardere, din lignit uscat cu smoală, a constituit o contribuție importantă în rezolvarea problemei brichetării cu liant a ligniților. Alte cercetări efectuate în cadrul I.C.E.M.I.N. și Institutului Politehnic — București au urmărit stabilirea condițiilor optime de presare și a instalațiilor adecvate de uscare a lignitului.

Se poate astfel considera că, din punct de vedere tehnic și tehnologic, brichetarea cu smoală a ligniților nu mai ridică probleme deosebite. Se impune de aceea cu atît mai acut, analiza aspectelor tehnico-economice ale brichetării, în vederea alegerii soluțiilor celor mai raționale.

Acest scop este urmărit de autori în prezenta lucrare.

B. Caracteristicile chimico-tehnice ale materiei prime și ale brichetelor de lignit cu smoală

Pentru brichetarea lignitului cu smoală, se pot lua în considerare — ca materie primă — următoarele sorturi de cărbuni:

— lignit brut, ocnă;
— lignit mărunt, 0—30 mm, brut;
— lignit mărunt, 0—30 mm, epurat și
— lignit ciuruit, 30—700 mm, brut.

Ca liant, se poate folosi smoala de petrol — bitumul special pentru brichetare — sau smoala din gudroane de cărbune.

Ca și în cazul brichetării fără liant și brichetarea lignitului mărunt brut cu smoală oferă posibilitatea valorificării unui combustibil, considerat în genere deșeu. Brichetele astfel obținute au însă un conținut ridicat de cenușă și putere calorifică mică.

Necesarul de liant pentru obținerea din mărunți a unor brichete cu rezistență satisfăcătoare la manipulare și la intemperii este, de asemenea, mai ridicat.

Variația necesarului de liant — la brichetarea lignitului cu smoală — în funcție de creșterea procentului de cenușă din lignit este redată în diagrama 1. Ea a fost alcătuită prin analogie cu curba de variație a necesarului de liant, găsită la brichetarea semicocsului de lignit cu procente crescînde de cenușă, relație studiată de autori în [9].

La brichetarea lignitului mărunt epurat, a lignitului brut ocnă sau a lignitului ciuruit, se necesită cantități mai mici de liant pentru brichetare și se obțin brichete

*) Prezentul studiu tehnico-economic a fost întocmit în cadrul activității științifice a Catedrei de chimizarea combustibililor de la Institutul Politehnic — București, în colaborare cu Secția de tehnologia combustibililor solizi a Institutului de Energetică al Academiei R.P.R.

de mai bună calitate, dar se utilizează ca materie primă sorturi mai scumpe de lignit.

Pentru a compara între ele aspectele tehnico-economice ce apar la brichetarea cu liant a diferitelor sorturi de cărbune menţionate mai sus şi avînd caracteristici

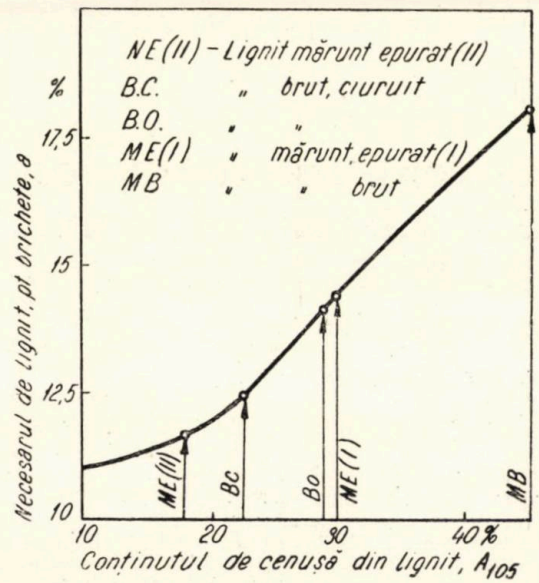


Fig. 1. Variaţia necesarului de liant — la brichetarea lignitului cu smoală — în funcţie de variaţia conţinutului de cenuşă din lignit.

chimico-tehnice diferite, se va porni de la materia primă etalon, lignitul brut, ocnă, cu caracteristicile chimico-tehnice precizate în lucrarea [10] a autorilor. Caracteristicile chimico-tehnice ale celorlalte sorturi derivate — lignit ciuruit, lignit mărunt etc. —, rezultă la prelucrarea lignitului brut ocnă, în conformitate cu schemele tehnologice analizate în notele [10] şi [11] ale autorilor.

Caracteristicile chimico-tehnice ale materiei prime şi ale brichetelor rezultate sînt redate în tabela 1.

Pentru a uşura compararea produselor brute şi prelucrate — brichetele de lignit cu smoală — sînt prezentate în tabela 1, în ordinea scăderii procentului de cenuşă.

Variaţia compoziţiei chimico-tehnice a brichetelor de lignit cu smoală, în funcţie de variaţia conţinutului

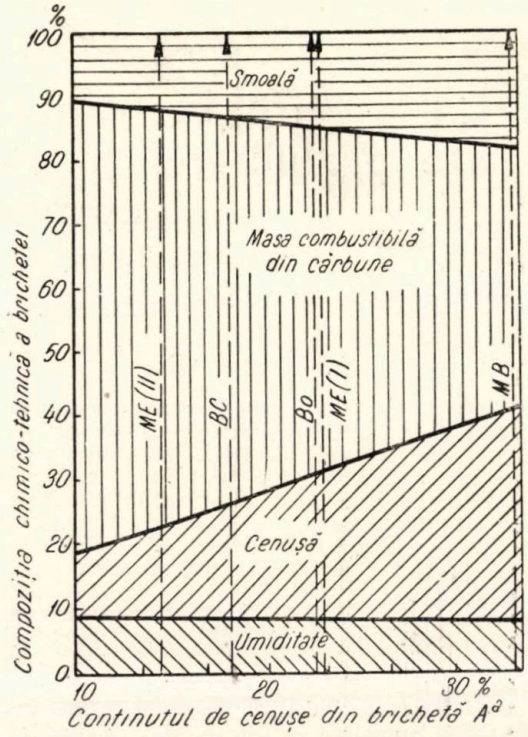


Fig. 2. Variaţia compoziţiei chimico-tehnice a brichetelor de lignit cu smoală, în funcţie de variaţia conţinutului de cenuşă, A^a, din brichetă.

Tabela 1

Caracteristicile chimico-tehnice ale materiei prime şi ale brichetelor de lignit brut uscat, cu smoală

Produsul	Caracteristici chimico-tehnice						
	W^a_t, %	A^a, %	A_{105}, %	V^a, %	M.C., %	Liant, %	H^a_i, kcal/kg
A. *Materia primă:*							
1) lignit mărunt, brut:	33,0	30,0	45,0	24,0	37,0	—	1920
2) lignit mărunt, epurat (I):	33,0	20,0	30,0	30,5	47,0	—	2530
3) lignit brut, ocnă:	33,0	19,5	29,2	30,8	47,5	—	2560
4) lignit ciuruit, brut:	33,0	15,0	22,5	33,8	52,0	—	2850
5) lignit mărunt epurat (II).	33,0	12,0	18,0	35,7	55,0	—	3060
B. *Brichete de lignit cu smoală din:*							
1) lignit mărunt, brut:	7,7	33,2	37,3	37,5	59,1	18,2	3920
2) lignit mărunt, epurat (I):	8,1	23,1	25,7	43,9	68,8	14,5	4420
3) lignit brut, ocnă:	8,1	22,6	25,2	44,3	69,3	14,3	4440
4) lignit ciuruit, brut:	8,3	17,8	19,7	47,2	73,9	12,3	4480
5) lignit mărunt, (II):	8,4	14,3	15,9	48,9	76,3	11,8	4850

de cenuşă, A^a, din brichetă, este redată în diagrama 2, iar variaţia puterii calorifice inferioare în diagrama 3.

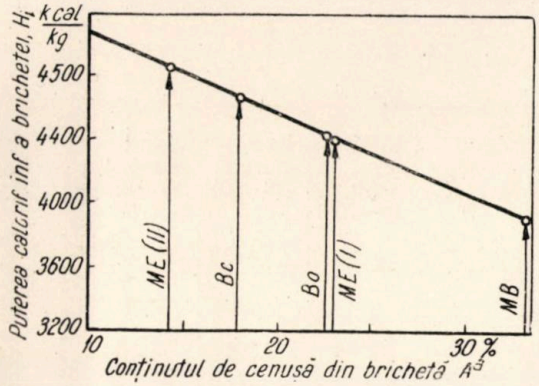


Fig. 3. Variaţia puterii calorifice inferioare a brichetelor de lignit cu smoală, în funcţie de variaţia conţinutului de cenuşă, A^a, din brichetă

C. Calculul preţului de cost al produselor brichetării lignitilor cu smoală

Ca bază pentru analiza aspectelor tehnico-economice ale brichetării lignitului cu smoală, s-a considerat schema tehnologică de principiu a brichetării cu smoală a lignitului ciuruit, brut, cu bilanţul material respectiv, redat mai jos:

Gran. = 30 — 700 mm
W_t^a = 33%
A^a = 15%
H_i^a = 2850 kcal/kg

1000 t lignit ciuruit, brut
↓ măcinare
↓ uscare
↓
260 t apă evap.
740 t lignit uscat
103 t smoală
↓ brichetare
↓
846 t brichete de lignit cu smoală

W_t^a = 8,3 %
A^a = 17,8 %
H_i^a = 4680 kcal/kg

In cazul brichetării cu smoală a celorlalte sorturi de lignit menţionate anterior, cantitatea de smoală necesară pentru brichetare, variind în funcţie de conţinutul de cenuşă al sortului respectiv de lignit — aşa cum s-a arătat în diagrama 1 —, va duce implicit la variaţia cantităţii finale de brichete, obţinute dintr-o tonă de materie primă cărbunoasă. Va varia, de asemenea, şi compoziţia chimico-tehnică şi puterea calorifică a brichetelor, aşa cum s-a arătat şi în diagramele din figurile 2 şi 3.

Necesarul de liant pentru brichetare şi cantitatea respectivă de brichete ce rezultă din prelucrarea unei tone de lignit — brut, mărunt, ciuruit etc. — sînt redate în tabela 2.

Dacă la brichetarea cu smoală a lignitului, considerăm numai lignitul ca materie primă tehnologică şi includem costul smoalei folosite ca liant în costul prelucrării, atunci schema de principiu a brichetării cu liant devine asemănătoare cu cea a brichetării fără liant [12]. In acest caz, pentru calculul preţului de cost pe tona de brichete şi pe milionul de kilocalorii, obţinut la ardere, rămîn valabile şi aici formulele de calcul arătate în [11].

Astfel, costul tonei de brichete, la locul de producţie şi la consumatorii situaţi la distanţă mai mare de mină, va fi dat de relaţiile:

$$C^m_{t_2} = \frac{C^m_{t_0} + C_{pr}}{a_2} \text{ (lei/t)} \quad (1)$$

$$C^c_{t_2} = \frac{C^m_{t_0} + C_{pr}}{a_2} + C_{tr} \text{ (lei/t)} \quad (2)$$

în care:

$C^m_{t_2}$ şi $C^c_{t_2}$ reprezintă costul tonei de brichete la mină şi respectiv la consumator, în lei/t;
$C^m_{t_0}$ — costul materiei prime, la mină, în lei/t;
C_{pr} — costul prelucrării, în lei/t;
C_{tr} — cos'ul transportului, în lei/t;
a_2 — cantitatea de brichete rezultată dintr-o tonă de materie primă, în t/t.

Costul milionului de kcalorii utile, C_{MIO_2ut}, la arderea brichetelor de lignit cu smoală, la mină sau la consumator, va fi dat de relaţiile:

$$C^m_{MIO_2ut} = \frac{(C^m_{t_0} + C_{pr}) \cdot 1000}{a_2 \, Q_2} \text{ (lei/MIO kcal utile)} \quad (3)$$

$$C^c_{MIO_2ut} = \left(\frac{C^m_{t_0} + C_{pr}}{a_2} + C_{tr}\right) \cdot \frac{1000}{Q_2} \text{ (lei/MIO kcal utile)} \quad (4)$$

în care:

$C^m_{MIO_2ut}$ şi $C^c_{MIO_2ut}$ reprezintă costul milionului de kcalorii utile, la mină şi respectiv la consumator;
Q_2 — conţinutul caloric util al brichetelor, în kcal utile/kg.

Celelalte notaţii folosite în formulele (3) şi (4) au semnificaţiile arătate mai sus.

Pentru calculul grafic al indicilor menţionaţi mai sus — C_{t_2} şi C_{MIO_2ut} — se poate folosi nomograma de calcul stabilită pentru epurarea umedă a lignitului mărunt, cu obţinerea unui singur produs utilizabil [11], nomogramă utilizată şi în cazul brichetării fără liant a lignitului.

Tabela 2

Indicii de consum specific la brichetarea diferitelor sorturi de ligniţi cu smoală

Nr. crt.	Denumirea	Simbol	U/M	I n d i c i				
1	Materia primă folosită pentru brichetare	—	—	lignit mărunt, brut (0—30)	lignit mărunt, epurat, (I)	lignit brut, ocnă (0—700)	lignit ciuruit (30-700)	lignit mărunt, epurat (II)
2	Necesarul de smoală							
	—raportat la una tonă de materie primă (lignit)	S_M^L	t/t	0,165	0,126	0,124	0,106	0,099
	—raportat la una tonă brichete	S_M^B	t/t	0,182	0,145	0,143	0,126	0,118
3	Necesarul de lignit							
	— pentru una tonă brichete	$\frac{1}{a_i}$	t/t	1,105	1,155	1,160	1,180	1,190
4	Cantitatea de brichete rezultată din una tonă lignit	a_i	t/t	0,905	0,866	0,864	0,846	0,839

Trebuie însă menţionat că spre deosebire de epurarea umedă sau de brichetarea fără liant a lignitului, unde costul prelucrării raportat la tona de materie primă nu variază sensibil cu variaţia cenuşii, la brichetarea lignitului cu smoală costul prelucrării creşte o dată cu creşterea conţinutului de cenuşă din lignit, atît

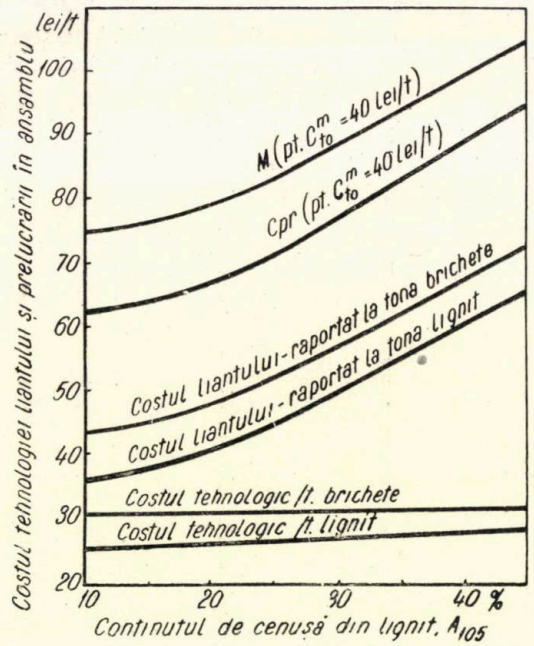


Fig. 4. Variaţia costului tehnologiei propriu-zise a liantului şi a prelucrării în ansamblu, în funcţie de variaţia conţinutului de cenuşă din lignit.

din cauza cantităţii mărite de liant necesar pentru brichetare, cît şi din cauza prelucrării suplimentare şi a plusului corespunzător de utilităţi.

Variaţia costului tehnologiei propriu-zise, a liantului şi a prelucrării în ansamblu, la variaţia conţinutului de cenuşă din lignit, este redată în diagrama din fig. 4.

Pentru stabilirea, pe cale grafică, a costului prelucrării în ansamblu — inclusiv liantul necesar — pentru diferite procente de cenuşă în lignit, la diferite niveluri de preţuri ale materiei prime ($C^M_{t_0}$ = 40, 80 şi 120 lei/t) se poate folosi diagrama din fig. 5, redată mai jos.

Costul prelucrării, C_{pr}, astfel găsit se va lua în calcul la utilizarea nomogramei generale de calcul menţionată mai sus şi redată într-o notă anterioară [10] a autorilor.

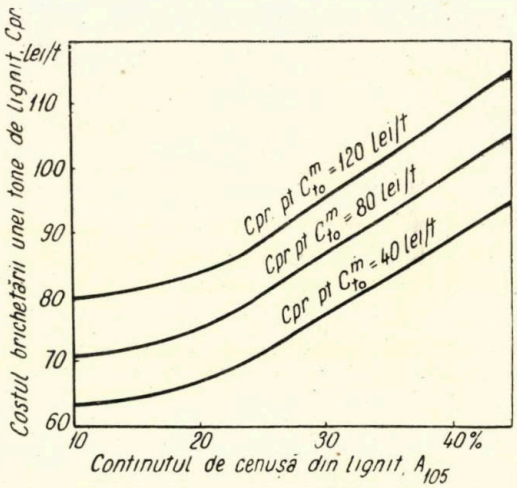


Fig. 5. Variaţia costului prelucrării C_{pr}, în funcţie de variaţia conţinutului de cenuşă din lignit, la brichetarea lignitului cu smoală.

D. Analiza tehnico-economică a brichetării lignitilor cu smoală

In baza formulelor de calcul arătate mai sus şi a schemei tehnologice de principiu stabilite, s-au calculat în cele ce urmează preţurile de cost pe tona şi milionul de kilocalorii utile — atît la locul de producţie cît şi la consumatorii situaţi la distanţe mai mari de mină —, pentru brichete de lignit cu smoală, obţinute din diferitele sorturi de cărbune brun lemnos, menţionate anterior şi avînd caracteristicile chimico-tehnice arătate în tabela 1.

Pentru a se putea compara aspectele tehnico-economice ale brichetării cu liant a lignitilor cu celelalte căi de prelucrare analizate în [11] şi [12], s-a luat

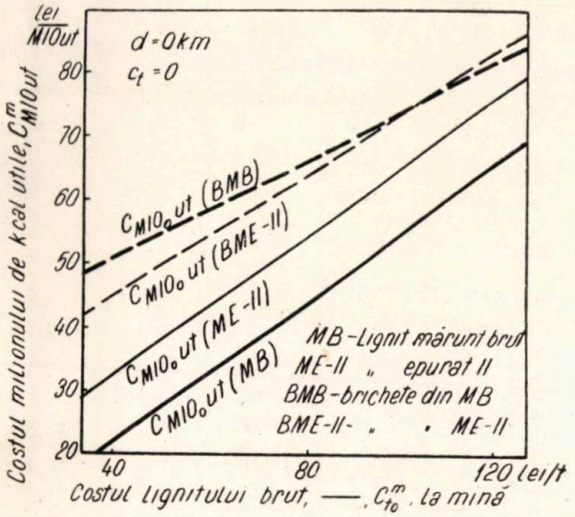


Fig. 6. Variaţia costului milionului de kilocalorii utile, C_{MIOut}, la materia primă iniţială şi la produsul finit, în funcţie de variaţia preţului de cost al materiei prime iniţiale (d= o km).

în calcule costul materiei prime iniţiale — lignitul brut ocnă — fiind 40, 80 şi respectiv 120 lei pe tonă, la locul de producţie. Acest preţ de cost pentru lignitul brut ocnă a fost luat ca bază de calcul şi la celelalte căi de prelucrare, analizate anterior.

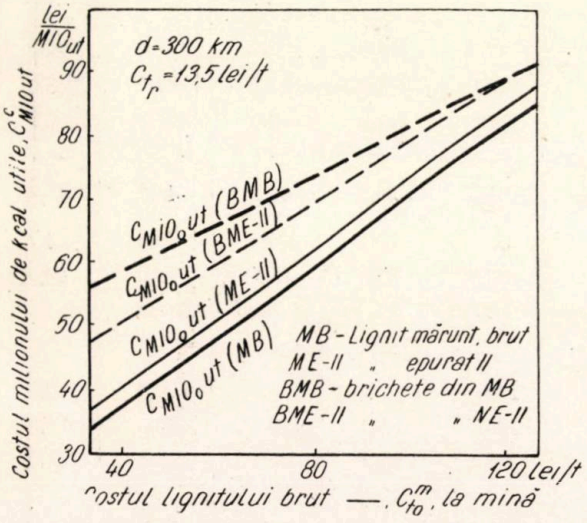


Fig. 7. Variaţia costului milionului de kilocalorii utile C_{MIOut}, la materia primă iniţială şi la produsul finit, în funcţie de variaţia preţului de cost al materiei prime iniţiale (d=300 km).

Din analiza datelor de calcul redate în tabela 3 rezultă următoarele:

1) la brichetarea lignitului brut cu smoală, puterea calorifică inferioară a brichetelor obţinute se situează în intervalul 3900—4900 kcal/kg. Puterea calorifică minimă corespunde brichetelor din lignit mărunt, brut şi cea maximă brichetelor din lignit mărunt, epurat (schema II);

2) indicele de concentrare prin prelucrare, raportat la materia primă folosită, variază în limitele 2,15 şi 1,58; el este maxim, în cazul brichetării lignitului mărunt brut, unde, prin eliminarea umidităţii din lignit, la uscare şi datorită adaosului mărit de liant cerut de conţinutul ridicat de cenuşă din lignit, se obţine o mărire simţitoare a conţinutului caloric util, iniţial foarte mic. La toate celelalte sorturi de lignit, indicii de concentrare prin brichetare cu smoală sînt apropiaţi, menţinîndu-se în intervalul 1,58 şi 1,67;

3) considerînd smoala folosită ca liant în brichetare, la 400 lei/t — preţ comercial curent — aceasta intervine cu un aport de conţinut caloric în brichetă la un preţ de aproximativ 50 lei/MIO kcal. La acest preţ mai trebuie adăugată cota corespunzătoare prelucrării propriu-zise, respectiv brichetării.

In cazul cînd costul caloriei utile din lignitul iniţial se găseşte sub acest nivel, adaosul de smoală duce

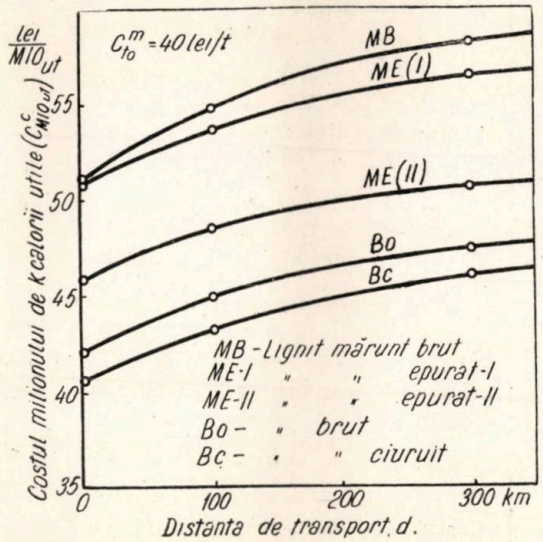


Fig. 8. Variaţia costului milionului de kilocalorii utile, C_{MIOut} în funcţie de distanţa de transport, d, a brichetelor pînă la consumator, la brichetarea lignitului cu smoală (C_{MIOut}=40 lei/t).

la scumpirea unităţii calorice utile. Dacă însă lignitul este mai scump şi costul caloriei utile din lignit este mai ridicat decît cel al smoalei adăugate, adaosul de smoală intervine ieftinind unitatea calorică utilă la consumator;

4) la nivelul actual de preţuri, pentru smoală (400 lei/t) şi lignit (40—120 lei/t), la brichetarea cu smoală a sorturilor de cărbune analizate în lucrare are loc în toate cazurile scumpirea unităţii calorice utile a lignitului iniţial;

5) scumpirea costului unităţii calorice utile, datorită adaosului de smoală, este cu atît mai mare, cu cît diferenţa de cost dintre preţul unităţii calorice utile al smoalei şi cel al lignitului este mai mare, deci cu cît lignitul este mai ieftin şi cu cît conţinutul caloric util al materiei prime iniţiale — lignitul brut sau epurat — este mai mic (fig. 6 şi 7);

6) comparînd eficacitatea economică a brichetării cu smoală, a sorturilor de cărbune analizate în lucrare, rezultă următoarele:

Calculul tehnico-economic al brichetării lignitului cu smoală *Tabela 3*

Nr. crt.	Elemente de calcul	Simbol	U/M	Caracteristici chimico-tehnice şi indici tehnico-economici comparativi				
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	Materia primă pentru brichetare:			lignit mărunt, brut (0—30)	lignit mărunt, epurat (I)	lignit brut, ocnă (0—700)	lignit ciuruit, brut (30—700)	lignit mărunt, epurat (II)
2	Caracteristicile chimico-tehnice ale brichetelor de lignit:							
	— umiditate	W_t	%	7,7	8,1	8,1	8,3	8,4
	— cenuşă	A^a	%	33,2	23,1	22,6	17,8	14,3
	— liant	S_m	%	18,2	14,5	14,3	12,6	11,8
	— putere calorifică inferioară	H_i^a	kcal /kg	3 920	4 420	4 440	4 680	4 850
3	Randament termic la arderea brichetelor: (pt. $\Sigma = 0{,}4\%/\%/\%A_{105}$)	U_{ti}	%	67,4	72,1	72,2	74,4	76,0
4	Conţinut caloric util:	Q_i	kcal ut/kg	2 640	3 180	3 210	3 400	3 680
5	Indice de concentrare prin prelucrare:							
	— raportat la materia primă respectivă:	I_i	—	2,15	1,67	1,66	1,63	1,58
	— raportat la lignit brut, ocnă	I_i	—	1,36	1,69	1,66	1,76	1,84
6	Cantitatea de combustibil prelucrat obţinut din una tonă de materie primă (lignit):	a_i	t/t	0,905	0,866	0,864	0,845	0,839
7	Costul prelucrării inclusiv liant, rapostat la:							
	a) materia primă							
	— pt. $C_{t_0}^m$ *) = 40 lei/t	C_{pr}	lei/t	94,8	77,6	76,7	68,7	65,8
	— pt. $C_{t_0}^m$ = 80 „	„	„	104,9	86,6	85,7	77,1	74,1
	— pt. C_{0t}^m = 120 „	„	„	115,0	95,6	94,7	85,5	82,4
	b) produsul finit:							
	— pt. $C_{t_0}^m$ = 40 let/t	N	„	104,7	89,7	89,0	81,3	78,5
	— pt. C_{00}^m = 80 „	„	„	116,0	100,0	99,0	91,0	88,2
	— pt- $C_{t_0}^m$ = 120 „	„	„	127,0	110,2	109,5	101,0	98,5
8	Costul transportului pînă la consumator:							
	— pt. d = 0 km	C_{tr}	„	—	—	—	—	—
	— pt. d = 300 km	C_{rt}	„	18,5	18,5	18,5	18,5	18,5

*) $C_{t_0}^m$ reprezintă costul tonei de lignit brut, ocnă, la locul de producţie a acestuia. Acest preţ de cost pentru lignit brut, ocnă a fost luat ca bază de calcul comparativ şi în notele anterioare, referitoare la celelalte căi de prelucrare a ligniţilor.

Cazul I: *Utilizarea brichetelor de lignit la locul de producţie* (d = o km)

1	2	3	4	5	6	7	8	9
9	Costul unei tone de combustibil la consumator:							
	— pt. $C_{t_0}^m$ = 40 lei/t	C_{ti}^c	lei/t	135,0	161,5	135,0	138,0	168,5
	— pt. $C_{t_0}^m$ = 80 „	„	„	176,0	224,0	192,0	202,0	238,0
	— pt. C_{t0}^m = 120 „	„	„	218,0	287,0	248,0	267,0	309,0
10	Costul milionului de kcal utile la consumator:							
	— pt. $C_{t_0}^m$ = 40 lei/t	$C_{MIO\ iut}^c$	lei/*MIOut*	51,2	50,8	42,2	40,7	45,8
	— pt. C_{t0}^m = 80 „	„	„	66,7	70,5	60,0	59,5	64,7
	— pt. $C_{t_0}^m$ = 120 „	„	„	82,7	90,0	77,5	78,5	84,0
	Cazul II: *Utilizarea brichetelor de lignit la un consumator situat la 300 km de locul de producţie*							
11	Costul unei tone de combustibil la consumator:							
	— pt. $C_{t_0}^m$ = 40 lei/t	C_{ti}^c	lei/t	153,5	180,0	153,5	156,6	186,5
	— pt, $C_{t_0}^w$ = 80 „	„	„	194,5	242,5	210,5	220,5	256,5
	— pt. $C_{t_0}^m$ = 120 „	„	„	236,5	305,5	266,5	285,5	327,5
12	Costul milionului de kcal. utile la consumator:							
	— pt. $C_{t_0}^m$ = 40 lei/t	$C_{MIO\ i\ ut}^c$	lei/*MIOut*	58,3	56,5	47,8	46,0	50.7
	— pt. $C_{t_0}^m$ = 80 „	„	„	73,7	76,2	65,5	65,0	69,5
	— pt. $C_{t_0}^m$ = 120 „	„	„	89,5	96,0	83,1	84,0	89,0

a) dacă prețul de cost al materiei prime inițiale — lignit brut ocnă — este redus ($C^m_{t_0}$ =40 lei/t), costul unității calorice utile la utilizarea brichetelor de lignit cu smoală este minim pentru brichetele de lignit brut, ciuruit și maxim la brichetele de lignit mărunt, brut (fig. 8). In acest caz, *epurarea prealabilă a mărunților de lignit se impune ca fiind mai avantajoasă. Acest aspect se menține și la consumatorii situați la distanțe mai mari de locul de producție;*

b) dacă prețul de cost al materiei prime inițiale — lignitul brut, ocnă — este mare ($C^m_{t_0}$ =120 lei/t), costul unității calorice utile la utilizarea brichetelor obținute este minim pentru lignitul brut, ciuruit și maxim pentru lignitul mărunt, epurat (I) (fig. 9).

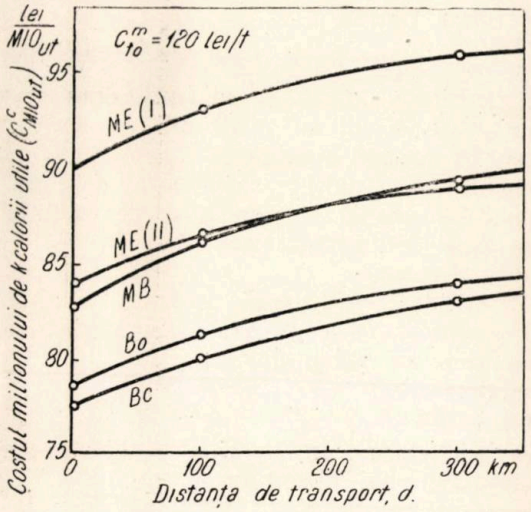


Fig. 9. Variația costului milionului de kilocalorii utile, C_{MIOut} în funcție de distanța de transport a brichetelor pînă la consumator, la brichetarea lignitului cu smoală ($C^m_{t_0}$ =120 lei/t).

Prețurile de cost ale unității calorice utile pentru brichetarea lignitului mărunt, brut și a celui epurat (schema II) devin în acest caz apropiate. Și în acest caz, față de calitatea mai bună a brichetelor obținute din lignitul mărunt epurat, este de recomandat epurarea prealabilă (conform schemei II) a lignitului mărunt.

Bibliografie

[1] *Kegel K.:* Aufbereitung und Brikettierung, W. Knapp Halle, 1948, pag. 645.

[2] *Seidenschnur F.:* Welche Vorteile ergeben sich aus einem systematischen physikalisch-chemischen Abbau der Braunkohle?. Braunkohle 26 (1927), pag. 121—129 și 146—153.

[3] *Rammler E.* și *Breitling K.:* „Versuche mit Schwelkoksbriketts an Zentralheizungskesseln und Zimmeröfen" Braunkohle 36 (1937), pag. 749—56.

[4] *Jäppelt A.:* Brikettierung mit Bindemitteln (în lucrarea lui K. Kegel: Brikettierung von Braunkohle) W. Knapp, Halle (1948) pag. 646.

[5] *Rammler E., Knopfe E.* și *Kaltofen E.:* Versuche über die Brikettierung von Braunkohlenschwelkoks mit Viskose als Bindemittel. Freiberger Forschungshefte A — 7, febr. 1952, pag. 119—127.

[6] *Teitlin A. G.* și *Mihailov I. G.:* Uglebriketnoe proizvodstvo. Ugletehizdat 1950, pag. 31—34.

[7] *Blum I., Rosenberg M.* și *Kell S.:* Brichetarea lignitului xiloid cu smoală — Proces tehnologic I.C.E.C.H.I.M., 1951.

[8] *Blum I.* și *Bolchi F.:* Brichetarea ligniților — Proiect de diplomă. Institutul Politehnic-București, 1950.

[9] *Blum I., Rosenberg M.* și *Calotă M.:* Studiul variației procentului de liant, în funcție de creșterea procentului de cenușă din semicocs, la brichetarea semicocsului de lignit cu liant. Comunicare făcută în sesiunea științifică a Institutului Politehnic-București, iunie 1957.

[10] *Blum I.* și *Rosenberg M.:* Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării și valorificării cărbunilor bruni lemnoși din R.P.R. (Nota I), Rev. Minelor nr. 2, 1957 pag. 81—92.

[11] *Blum I., Rosenberg M.* și *Bădărău A.:* Revista Minelor nr. 4 (1957) (Nota II).

[12] *Blum I., Rosenberg M.:* Idem, Revista Minelor nr. 10, 1957 (Nota IV).

Comunicări ale Institutului de Cercetări Miniere

Cîteva aspecte ale brichetării lignitilor

Ing. **Miti Ionescu** şi ing. **Octavian Florea**
Institutul de cercetări miniere

Brichetarea cărbunilor a apărut ca rezultat al necesităţii de valorificare energetică (mai tîrziu şi tehnologică) a unor cărbuni sau a unor sorturi de cărbuni care nu se puteau utiliza ca atare sau se utilizau cu randament scăzut.

Astfel, brichetarea cu liant a dus la valorificarea mărunţilor de huile şi antraciţi, mărunţi care nu se puteau utiliza ca atare; acest aspect a rămas valabil pînă astăzi. În S.U.A. s-a construit în anul 1943 la Pottssville în Pensylvania o uzină de brichetare pentru valorificarea mărunţilor de antracit depuşi în halde între anii 1900 şi 1930.

Brichetarea cu liant a rezolvat în ultima vreme, într-o serie de ţări lipsite de huile de cocs, problema fabricării cocsului, obţinîndu-se cocs în brichete ca rezultat al cocsificării unor brichete obţinute prin brichetarea cu liant a unor cărbuni sau amestecuri de cărbuni fără proprietăţi de cocsificare.

Brichetarea fără liant a apărut ca rezultat al necesităţii de valorificare a cărbunilor bruni amorfi, cărbuni care nu se puteau întrebuinţa ca atare din cauza conţinutului foarte ridicat de umiditate (peste 50%) şi s-a dezvoltat mai ales în Germania, singura ţară care poseda mari cantităţi de cărbuni bruni amorfi.

Deci, brichetarea cărbunilor are ca scop îmbunătăţirea proprietăţilor cărbunelui de la care se porneşte prin transformarea într-un combustibil cu valoare energetică mărită sau cu proprietăţile tehnologice dorite. La noi în ţară problema de bază în brichetarea cărbunilor o constituie valorificarea prin brichetare a mărunţilor de lignit.

Folosirea ligniţilor, ca atare, drept combustibil, implică o serie de greutăţi dintre care cele mai importante sînt :

— umiditate mare, care scumpeşte transportul şi înrăutăţeşte arderea;

— putere calorică mică;

— rezistenţă la stocaj redusă (ligniţii se exfoliază prin stocare devenind improprii utilizării în focare cu grătar);

— cantitatea mare de mărunţi care rezultă din exploatare nu se poate utiliza decît prin ardere în focare speciale.

Innobilarea ligniţilor pentru a asigura un combustibil casnic şi industrial de calitate se poate face prin următoarele căi :

— brichetare,

— deshidratare (numai pentru blocuri),

— valorificare complexă (semicarbonizarea şi recuperarea subproduselor),

— gazificare.

Dintre acestea, calea cea mai potrivită ar părea brichetarea. Într-adevăr, deshidratarea se adresează numai blocurilor (rezolvînd integral problema); valorificarea complexă duce la un semicocs cu cenuşă multă şi la un gudron de calitate inferioară. În ceea ce priveşte gazificarea în prezent poate fi o soluţie locală pentru industrie dar nu pentru uzul casnic, deoarece duce la obţinerea unui gaz cu indice de toxicitate ridicat şi cu putere calorică mică (problema îşi are rezolvarea în gazificarea sub presiune cu oxigen şi conversia oxidului de carbon).

Înseşi Directivele celui de-al doilea congres P.M.R. trasează ca sarcină construirea în ţară a unor industrii de brichetare care vor asigura la sfîrşitul celui de-al doilea cincinal o producţie anuală de cca. 1 000 000 tone de brichete.

Realizarea acestei sarcini pune unele probleme deosebit de grele cercetărilor din domeniul brichetării cărbunilor.

Vom analiza pe scurt principalele metode de brichetare oprindu-ne mai mult asupra acelora pe care le vom crede mai potrivite pentru ligniţii din ţara noastră.

1. *Brichetarea fără liant la presiuni mari.* Principiul brichetării fără liant constă în presarea cărbunelui măcinat, într-un spaţiu închis, la presiuni mari (1200—2000 kg/cm^2), presiuni care să asigure crearea unui cîmp de forţe capabil să menţină coeziunea brichetei.

Problema brichetării fără liant nu este actuală pentru ligniţii noştri din următoarele motive :

— din studiile întreprinse pînă acum în țara noastră nu s-a reușit brichetarea fără liant a ligniților în condiții care să permită trecerea imediată în industrie ;

— conținutul de cenușă ridicat al ligniților îi face improprii brichetării fără liant, cenușa ducînd la o uzare foarte rapidă a matrițelor;

— brichetarea fără liant va necesita totdeauna un cărbune cu conținut de cenușă mai mic decît în cazul brichetării cu liant.

2. *Brichetarea prin procedeul Delkes-Kamp-Țeitlin.* Procedeul Delkes-Kamp recomandă coloidarea unei părți din materialul de brichetat, asigurînd astfel un liant pentru restul cărbunelui de brichetat.

Țeitlin recomandă brichetarea unui amestec de cărbune cu umiditate naturală, cu turbă brută bine amestecată. Brichetarea se face fără presiune, prin simplă formare.

Țeitlin recomandă de asemenea, brichetarea huilelor cu apa de cărbune brun sau de turbă, brichetarea cărbunilor bruni cu apă de turbă. Liantul este format în acest caz de către lichidul coloidal (apa de turbă). Considerăm că această cale ar putea forma obiectul unor cercetări pentru zăcămintele de lignți care au zăcăminte de turbă în apropiere.

3. *Brichetarea prin autoaglomerare.* Se adresează cărbunilor care prezintă proprietăți de plastifiere. Procedeul necesită încălzirea materialului pînă la temperatura optimă de plasticitate, apoi se brichetează în stare plastică. Tehnica fluidizării a ușurat mult acest procedeu care se găsește în studiu în Anglia. S-a reușit să se bricheteze la temperatură înaltă chiar semicocsul adăugîndu-se circa 10% un amestec de cărbune plastifiant și smoală. Brichetarea prin autoaglomerare prezintă însă complicații de ordin tehnic.

4. *Brichetarea cu liant.* Este procedeul cel mai răspîndit în industria de brichetare în afară de cărbunii bruni amorfi. Principiul brichetării cu liant constă în aglomerarea unui amestec de cărbune și liant, încălzit în prealabil cu abur direct la cca. 70...90°C, la presiuni mici variind între 150—300 kg/cm². Presiunea are rolul de a apropia între ele particulele de cărbune, coeziunea brichetei fiind asigurată de către liant.

Considerăm că din punctul de vedere al procesului tehnologic brichetarea cu liant constituie în prezent principala cale de brichetare a ligniților romînești, deși, pentru uzul casnic, brichetele au impedimentul unui conținut prea ridicat de materii volatile.

Totuși, brichetarea cu liant a ligniților implică studierea unor probleme care nu apar sau care au mică importanță în cazul brichetării cărbunilor cu un grad mai mare de incarbonizare.

Particularități în brichetarea cu liant a ligniților.

Principalele operații ale procesului de brichetare cu liant a cărbunelui sînt următoarele:

— măcinarea cărbunelui,
— uscarea,
— prepararea liantului și adăugarea acestuia,
— malaxarea amestecului liant-cărbune, încălzit cu abur,
— presarea,
— răcirea brichetelor urmată de depozitarea lor.

Deci, o bună desfășurare a procesului tehnologic presupune existența unor parametri de funcționare bine determinați și anume :

— granulația cărbunelui (ecuația curbei granulometrice),
— umiditatea,
— natura liantului și procentul de liant,
— timpul de malaxare și temperatura aburului,
— presiunea.

a) Acești parametri sînt în strînsă legătură unul cu altul și modificarea independentă a unuia duce la înrăutățirea procesului tehnologic. Numai o fabricație care lucrează cu parametri de funcționare optimi va duce la obținerea unor brichete de calitate. În general, se consideră că o brichetă este de calitate cînd îndeplinește următoarele condiții :

— are un conținut de cenușă cît mai redus,
— posedă o bună stabilitate față de apă,
— este termostabilă prezentînd o perioadă de înmuiere cît mai mică în timpul arderii, păstrîndu-și forma pînă la arderea completă,
— rezistă la manipulări,
— are un aspect lucios și nu murdărește la atingere.

Obținerea unor brichete de calitate din lignitii noștri este foarte dificilă din următoarele cauze :

— lignitii romînești au conținut foarte ridicat de cenușă,
— structura xiloidă însoțită de o capilaritate mare îngreunează obținerea unor brichete rezistente la apă,
— tensiunea superficială mare față de liant, necesitînd lianți speciali pentru asigurarea rezistenței la apă și foc,
— din cauza fenomenului de clivaj prin măcinare se obțin granule de lignit de forme neregulate, în special forme lamelare cu raporturi mari între dimensiunile aceleiași granule, ceea ce micșorează compactitatea. De asemenea, formele lamelare spărgîndu-se în timpul presării duc la formarea de puncte de minimă rezistență,
— elasticitate foarte mare avînd ca efect umflarea brichetei după ieșirea din presă. Cum această umflare se face concomitent cu răcirea, are loc ruperea filmului de liant ceea ce duce la micșorarea rezistenței mecanice și la

înrăutățirea rezistenței la apă. Deci, se pune problema dacă răcirea trebuie făcută brusc sau lent sau dacă nu este indicată brichetarea unei paste cît mai reci.

Rezultă că majoritatea parametrilor procesului tehnologic vor fi diferiți în cazul ligniților, de parametrii obișnuiți în cazul brichetării cărbunilor cu un grad mai mare de incarbonizare.

b) În cele ce urmează vom urmări mai pe larg influența acestor particularități ale ligniților în procesul de brichetare.

Cum rezultă din înseși operațiile procesului de brichetare enumerate mai sus, brichetarea cu liant este legată de următoarele elemente pe care le considerăm fundamentale:

1) natura materialului de brichetare,

2) un liant corespunzător materialului de brichetat,

3) o umiditate optimă a materialului de brichetat funcție de natura acestuia și de liantul utilizat,

4) granulația cărbunelui,

ceilalți parametri de funcționare ca timpul de malaxare, temperatura aburului, presiunea de brichetare și răcirea, fiind elemente derivate care se stabilesc după determinarea celor fundamentale. În acest sens, se vor analiza în cele ce urmează, interdependența acestor elemente și influența lor asupra procesului de brichetare.

1. *Natura materialului de brichetat.* Cea mai importantă operație a procesului de brichetare o constituie amestecarea și omogenizarea cărbunelui cu liantul. Aici au loc procese complexe dar principalul fenomen care are loc este adsorbția liantului pe suprafața cărbunelui depinzînd atît de natura cărbunelui cît și de natura liantului.

Capacitatea de umectare a unui liant depinde nu de caracterul suprafeței ci de natura cărbunelui. Acest lucru a fost stabilit de Rieglel [1] care efectuînd încercări asupra unor sisteme de lianți pentru drumuri a ajuns la concluzia că gradul de legare al gudronului și smoalei depinde numai de natura agregatului mineral și nu are importanță faptul că acesta are sau nu suprafețele lustruite.

De aici rezultă aspectul chimic al acestui fenomen. Din cercetările efectuate de Reering și Goecke [2] rezultă că nu există nici o deosebire în ceea ce privește capacitatea de umectare a cărbunilor din gama huile-antraciți, fără însă a se prezenta date numerice.

Din cercetările noastre rezultă că lignițiii au o capacitate de umectare mult mai mică decît cărbunii bruni huilogi în speță, Petrila, Aninoasa, Lonea (PAL). Determinarea capacității de umectare (exprimată cifric printr-un număr care indică cantitatea de cărbune umectat de către o pastilă de liant așezată în mijlocul cărbunelui la o temperatură oarecare, raportată procentual față de greutatea inițială a pastilei) s-a făcut după metoda *Cerchar* [3].

Capacitatea de umectare s-a efectuat cu un bitum industrial neparafinos tip „D" pentru cărbune PAL și lignit Căpeni, tabela 1.

Capacități de umectare

Nr. experienței		Capacitatea de umectare, %	
PAL	Lignit	PAL	Lignit Căpeni
3	16	163	45
10	27	140	45
13	42	140	50

După cum se observă capacitatea de umectare a lignitului Căpeni este de cca. 3 ori mai mică decît a amestecului PAL. Este cunoscut faptul că natura cărbunelui influențează procesul de brichetare. Piersol [4] afirmă că chiar între cărbunii mai apropiați din punct de vedere al gradului de incarbonizare există diferențe în ceea ce privește comportarea în procesul de brichetare, precizînd că o huilă cu densitatea 1,33 se va comporta cu totul diferit față de un antracit cu densitatea 1,9 deoarece are structura complet diferită. Se pare că însiși componenții petrografici ai cărbunelui se comportă diferit în procesul de brichetare.

Lignitul care are o structură diferită față de huile se va comporta deci diferit și va impune condiții tehnologice de brichetare diferite.

Stabilirea granulației lignitului precum și a naturii liantului ce sa va utiliza, se va face în urma unor cercetări care țin seamă de natura diferită a lignitului. Rezultă deci că în procesul de brichetare omogenizarea amestecului cărbune-liant va fi mult mai greoaie în cazul lignitului. Capacitatea de umectare mică a lignitului influențează în special două fenomene:

— formarea filmului de liant,

— aderența filmului de liant pe suprafața granulei.

În esență scopul final al omogenizării este învelirea fiecărei granule de cărbune într-un film continuu de liant ca efect al umectării granulei de către liant, asigurîndu-se în același timp o aderență cît mai mare a liantului. Dacă filmul se va obține ca rezultat al unei acțiuni pur mecanice, respectiv filmul nu umectează și deci nu aderă la suprafața cărbunelui, bricheta obținută va avea atît rezistența mecanică, cît și rezistența la apă, slabe.

Pentru obținerea unor brichete de bună calitate este necesară deci, utilizarea unui liant corespunzător sau mărirea procentului de liant.

2. *Utilizarea unui liant corespunzător materialului de brichetat.* După cum rezultă din cele de mai sus granulele de lignit sînt mai greu învelite într-un film continuu de liant datorită caracterului special al suprafeței lignitului. Pe de altă parte, lignitul are o higro-

scopicitate mare absorbind cu uşurinţă apa. În cazul brichetării cărbunilor cu un grad mai mare de incarbonizare, liantul are în primul rînd rolul de a asigura rezistenţa mecanică a brichetei şi o ardere bună, nepunîndu-se problema rezistenţei la apă. În cazul ligniţilor însă, problema principală o constituie obţinerea unei brichete rezistente la apă, deci cu atît mai mult în cazul brichetării ligniţilor este necesară formarea unui film continuu pe granula de lignit şi puternic aderent de aceasta.

Deoarece capacitatea de umectare redusă a ligniţilor se opune formării acestui film, este necesară găsirea unui liant care să asigure o umectare corespunzătoare. De altă parte, ligniţii neavînd capacitate de aglutinare şi datorită tensiunii superficiale mari, în special faţă de bitumuri, este necesară utilizarea unui liant cu o perioadă cît mai mică de înmuiere care să confere proprietatea unei arderi bune.

Trebuie remarcat că cele 2 probleme cheie ale brichetării cu liant, rezistenţa la apă şi rezistenţa la foc, necesită soluţii antagoniste. Astfel, dacă rezistenţa la apă se poate realiza prin mărirea procentului de liant, se înrăutăţeşte însă rezistenţa la foc, aşa cum rezultă din tabela 2, din două serii de încercări în condiţii diferite de granulaţii şi umidităţi. S-a lucrat cu granulaţia 0—5 mm şi anume pentru seria I folosind o curbă granulometrică în care predomină mărunţul, umiditatea fiind mai mică în timp ce, pentru seria II predomină granulaţia mare, de asemenea umiditatea fiind mai ridicată.

În ambele serii de experimentări se observă antagonismul dintre stabilitatea la apă şi termostabilitate.

Problemele se complică şi mai mult prin dependenţa lor de umiditatea şi granulaţia lignitului.

Considerînd că problema lianţilor constituie una din problemele principale ale brichetării cu liant a ligniţilor, vom reveni ulterior asupra acestor aspecte.

Menţionăm că un rol important în economisirea liantului în procesul de brichetare îl are modul de adăugare al acestuia în şarja de cărbune. Procedeul Fohr-Kleinschmidt (topirea şi pulverizarea liantului lichid), deşi este avantajos faţă de procedeul „liant măcinat" în ceea ce priveşte uniformitatea răspîndirii liantului în şarje, are dezavantajul utilizării unor instalaţii de topire greoaie de realizat şi condus. Procedeul s-ar simplifica foarte mult prin introducerea sistemului de aprovizionare cu liant topit de la fabricile furnizoare, transportat în cisterne bine izolate termic aşa cum se aplică curent în unele ţări ca: Franţa, Ungaria, Polonia, S.U.A. De asemenea, utilizarea lianţilor emulsionaţi ar uşura foarte mult omogenizarea amestecului liant — cărbune, întrucît emulsiile de bitum, prin calităţile lor proprii, asigură obţinerea unor brichete de bună calitate, din lignit, la un procent relativ scăzut de liant.

3. *Umiditatea materialului de brichetat.* Din punct de vedere al valorii energetice ar fi de dorit obţinerea unor brichete cu umiditate cît mai apropiată de anhidru. Pe lîngă faptul că

Tabela 2

Influenţa procentului de liant asupra îmbibaţiei şi rezistenţei la foc

Seria	Procent de liant	Umiditate, cărbune	Umiditate, brichetă	Imbibaţie, %	Aprecieri privind arderea	Rezist. încovoiere, kg/cm² înainte de îmbibaţie	Rezist. încovoiere, kg/cm² după îmbibaţie
I	12	4,0	6,9	38,5	Nu se observă fierberea liantului Brichetele fisurează puţin	14,4	1,5
	12	4,0	6,9	33,3	Îşi păstrează forma	14,4	1,5
	12	4,0	6,9	35,2	Rezistenţa la foc bună	13,4	1,5
	14	4,4	7,2	20,4	Liantul fierbe şi superficial şi în interior	25,1	10,1
	14	4,4	7,2	22,0	Perioade de înmuiere foarte mari	21,2	7,5
	14	4,4	7,2	26,0	Rezistenţă la foc foarte slabă	21,0	8,3
II	12	8	8,5	21,5	Perioadă de înmuiere mică	17	8,1
	12	8	8,5	22,0	Cocsifică complet după 15 min	17	7,8
	12	8	8,9	23,6	Foarte rezistentă la ardere	17,3	7,0
	12	8	8,9	23,5		21	6,4
	14	8	8,1	15,0	Liantul fierbe provocînd umflături mari	25	12,0
	14	8	8,1	14,0	şi degajînd mult fum	25	13,0
	14	8	8,5	10,0	Cocsifică după 21 minute	28,3	10,8
	14	8	8,5	9,6	Rezistenţă slabă la ardere	28,5	20,5

acest deziderat este aproape imposibil de realizat din cauza condensării vaporilor în timpul malaxării, menționăm că însuși procesul tehnologic necesită o anumită umiditate la cărbunele de brichetat. Din literatură rezultă că la începutul industriei de brichetare se credea că cele mai bune brichete s-ar obține dintr-un cărbune uscat la anhidru. Cercetări mai recente au arătat că este necesar un conținut de umiditate în cărbune pentru obținerea unor brichete optime. În cazul huilelor se consideră ca umiditate optimă plafonul 2—3%. Unii specialiști (Kegel, Piersol) recomandă uscarea cărbunelui pînă la anhidru și apoi umectarea cu cca. 2—3% apă.

Deoarece în cazul lignitilor plafonul optim de umiditate este mult mai ridicat, considerăm că reumectarea nu ar fi indicată. Dat fiind caracterul puternic higroscopic al lignitilor, în cazul brichetării acestora umiditatea prezintă o importanță mult mai mare decît în cazul unor cărbuni cu un grad mai mare de incarbonizare. În legătură cu această particularitate menționăm că problema cheie în brichetarea lignitilor o constituie obținerea unor brichete rezistente la apă.

Dat fiind faptul că în sistemul ternar lignit-liant-apă ne lîngă interacțiunea celor trei tensiuni interfaciale intervine și capilaritatea lignitului, se poate presupune, de la început, că rezistența la apă a brichetelor va fi cu atît mai bună cu cît umiditatea lignitului va fi mai mare (bineînțeles în limitele condiționate de capacitatea de umectare a liantului), încercările efectuate confirmînd această presupunere.

Tabela 3 arată variația îmbibației în funcție de umiditatea lignitului. Brichetele au fost obținute cu lignit Căpeni (și reproduse și pentru alți ligniți) cu ajutorul unui malaxor de laborator prevăzut cu abur direct în următoarele condiții de lucru :

— granulația cărbunelui : 0—5 mm,
— procentul de liant : 12%,
— natura liantului : bitum industrial neparafinos tip D,
— temperatura aburului : 210°C,
— timpul de malaxare : 7 min,
— presiunea de brichetare : 300 kg/cm²,
— diametrul matriței : 50 mm,
— greutatea brichetei : 50 g.

Tabela 3

Variația îmbibației în funcție de umiditatea cărbunelui

Rețeta	Umiditatea, %		Imbibația, %
	Cărbune	Brichetă	
A	4,2	7,2	25,5
B	4,7	7,4	25,5
C	8,3	9,1	20,9
D	8,9	10,1	18,4
E	8,9	10,4	18,4

După cum se observă, îmbibația brichetelor este puternic influențată de umiditatea cărbunelui. Se observă de asemenea că la umiditatea pînă la 9% condensează în șarjă o parte din aburii de malaxare, cantitatea de abur condensat fiind cu atît mai mare cu cît umiditatea cărbunelui este mai mică.

Influența umidității se observă de asemenea și în tabela 2. Considerăm că îmbunătățirea rezistenței la îmbibație trebuie căutată nu în sensul măririi consumului de liant, ci în natura liantului.

Este necesar de remarcat că nu numai umiditatea cărbunelui influențează calitatea brichetelor, ci însuși modul cum se face uscarea. În alegerea tipului de uscător este necesar a avea în vedere influența procesului de uscare asupra activării suprafeței cărbunelui. Trebuie ales un proces de uscare care să contribuie la îmbătrînirea ireversibilă a capilarelor cărbunelui, iar cel mai potrivit ar fi uscarea cu gaze arse la o diferență mare de temperatură.

Dintre uscătoarele care corespund acestor condiții, menționăm tobele de uscare cu gaze directe (folosite curent la noi în țară) și instalațiile de uscare prin fluidizare.

Tobele de uscare cu gaze arse au dezavantajul unei productivități mici, în cazul lignitului din cauza umidității mari a acestuia, necesitînd deci un număr mare de tobe uscătoare. Uscarea prin fluidizare cu gaze arse care asigură productivități mai mari se pare că ar fi procedeul cel mai potrivit. Fluidizarea are și avantajul unei uscări mai uniforme a granulelor de cărbune de dimensiuni diferite, fapt care are o influență deosebită în obținerea unei brichete de calitate.

4. *Granulația materialului de brichetat.* Necesitatea unei granulații bine definite de procesul de brichetare rezultă din următoarele considerații :

— mărimea spațiilor goale dintre granulele de cărbune trebuie să fie cît mai redusă pentru a nu se consuma liant prin umplerea lor ;

— granulația să asigure o ardere bună (fără umflare sau exfoliere) pentru liantul și umiditatea aleasă ;

— cantitativ granulația fină să nu depășească o anumită limită în raport cu capacitatea de umectare a liantului ;

— o formă cît mai regulată a granulelor pentru a asigura o densitate de așezare cît mai mare.

Chiar din aceste considerații rezultă că granulația și curba granulometrică a materialului de brichetat depind de natura acestuia. Este normal deci ca în cazul brichetării lignitului granulația cărbunelui să prezinte anumite particularități.

Pentru brichetarea huilelor și antraciților literatura prezintă o infinitate de soluții în ceea ce privește granulația și curba granulometrică. Foarte multe din aceste soluții dau indicații contrare. Unii autori preconizează înlăturarea

mărunțului sub 0,2 mm, dimpotrivă cei mai mulți recomandă mărirea proporției cantității de mărunt. Astfel, Piersol recomandă o rețetă granulometrică de forma :

25% sub 2 microni,
25% 2 microni — 1,8 mm,
50% 1,8—2,5 mm,

pentru brichete de forma ovoidă din mărunți de huilă, iar pentru forma cubică recomandă granulația 0—6 mm ; de asemenea lucrările *Cerchar* [5] arată că se introduce 30—40% șlam în rețeta granulometrică, fără să crească consumul de liant.

În ceea ce privește limita superioară a granulației, aceasta variază de la 10 la 3 mm. Cercetările mai recente prezentate de literatură indică granulații mici cu o curbă granulometrică în care predomină subgranulația.

Deși aceste rețete prezentate în literatură de diverși specialiști par a fi contradictorii, aspectul este normal dacă se privește din punctul de vedere al naturii cărbunelui și liantului la care se referă. De exemplu, este normal să se înlăture subgranulația 0,2 mm la un cărbune puternic aglutinant brichetat cu un liant vîscos și cu o capacitate de umectare mică.

În ceea ce privește granulația lignitului de brichetat, din cele arătate pînă aici s-ar putea enunța următoarele ipoteze verificate în parte de cercetările noastre :

— dată fiind tendința de exfoliere a lignitului la uscarea naturală sau în timpul arderii brichetei, pentru brichete cu umiditatea mare (cca. 10%) nu este recomandabilă utilizarea unei granulații mari ;

— deoarece lignitul are capacitate de umectare cu lianți relativ scăzută, granulația fină va trebui limitată pentru a nu dăuna calității brichetei; astfel, pentru o umiditate a brichetei cuprinsă între 8 și 10%, granulațiile peste 5 mm devin dăunătoare din punct de vedere al rezistenței la foc. Brichetele cu granulație maximă 10 mm nu rezistă la ardere dacă au un conținut de umiditate mai mare de cca. 7%.

În ceea ce privește cantitatea de mărunți, se constată că o dată cu creșterea granulației sub 0,5 mm peste o anumită limită, rezistența la apă se înrăutățește ca efect al unei omogenizări mai slabe, în schimb însă rezistența la ardere are tendință de îmbunătățire. În ceea ce privește obținerea unei densități de așezare maximă, literatura prezintă o serie de ecuații de formă care se pot aplica în cazul brichetării huilelor. Dată fiind forma neregulată a granulelor de lignit pentru obținerea unei densități de așezare maxime este necesară studierea unor ecuații de formă care să țină seama de aceasta.

Din cercetările efectuate se poate conclude că pentru brichetarea ligniților, granulația optimă este 0—5 mm în care o importanță deosebită o prezintă subgranulația 0—1 mm și în special 0—0,2 mm care influențează în mod deosebit rezistența la apă și la foc ; ecuația de formă a curbei granulometrice trebuie să țină seama atît de factorii menționați mai sus, cît și de natura liantului întrebuințat.

★

Aspectele analizate mai sus, arată complexitatea fenomenelor care apar în procesul de brichetare a ligniților din care decurge un proces tehnologic specific, diferit de indicațiile curente de literatură, justificînd astfel necesitățile cercetărilor în acest domeniu.

Bibliografie

[1] *Kegel K.:* Briketierung der Braunkohle, 1948.
[2] *Reerink W., Goecke F.:* Brikettpech und ihre Bedeutung für den Brikettierungsvorgang, Glückauf, 1935.
[3] *Cerchar :* Rapport sur l'activité du Centre en 1953, annexe XX.
[4] * * * : La préparation et l'agglomération de charbon uax Etats-Unis, Annales des Mines, ian. 1956.
[5] *Cerchar :* Rapport sur l'activité du Centre en 1954, pag. 73.

Documentare

Pelzer A.: **Studiul extragerii mecanizate a cărbunelui în Anglia.** (Der Stand der mechanischen Kohlengewinnung in Grossbreitannien) Gluckauf, vol. 93, 1957 nr. 3/4, pag. 69—78.

După prezentarea realizărilor generale în acest domeniu autorul descrie diferitele tipuri de mașini de tăiat și încărcat, utilizate în exploatările engleze de cărbuni. Se face o comparație între indicii tehnici obținuți în Anglia și R. F. Germană. Se analizează caracteristicile diferitelor mașini de tăiat lucrînd prin așchiere, respectiv prin zdrobire. Se indică indicii tehnico-economici precum și productivitățile obținute.

Middendorf H. și Singer O.: **Exploatarea unui strat subțire la mina Diergardt.** (Abbau enies dünnen Flözes auf der Zeche Diergardt) Glückauf, 93, 1957, nr. 3/4, pag. 79—81.

In articol se descrie exploatarea unui strat de cărbune cu grosimea de 40—50 cm de la mina Diergardt. Se descriu caracteristicile geologice și particularitățile tectonice ale zăcămîntului. Frontul lung este echipat

DOCUMENTARE

cu un jgheab fix pentru alimentarea cu rambleu a abatajului și cu un transportor blindat pentru extracția cărbunelui. Susținerea se face cu stîlpi metalici de 32 t capacitate portantă, avînd înălțimea maximă de 480 mm. Stîlpii se așază sub plăci de 250 × 85 × 15 mm, fără grinzi. Greutatea unui stîlpi inclusiv placa de reazem pe acoperiș este de 14,6 kg. Tăierea se execută cu ciocane de abataj de 5,7 kg greutate. Productivitatea realizată este de 4,37 t/post la tăiere și 2,77 t/post pe abataj.

Klages H.: **Curățirea vagonetelor de mină** (Die Reinungung der Friederwagen) Geologie en Minjbow (nr. 2, februarie, 1957, pag. 41—45.

Autorul descrie metodele actuale de curățire a vagonetelor de mină folosite la majoritatea exploatărilor miniere, și dezavantajele lor.

Pentru a evita dezavantajele metodelor actuale, autorul propune și descrie un nou procedeu de curățire, procedeul prin vibrare. Avantajele pe care le prezintă acest nou procedeu se rezumă la următoarele:

1. Curățirea se poate face în culbultoare normale.
2. Lipsa conductelor de apă și a dezavantajelor pe care le produce apa (umezirea vagonetului ce poate accelera ruginirea precum și creșterea umidității materialului).
3. Lipsa personalului auxiliar de deservire.
4. Evitarea deteriorării vagonetelor.

* * *: **Cercetări în domeniul construcției minelor** (Isledovania po șahtnomu stroitelstvu), Ugletehizdat, 1956, 267 pag.

Lucrarea este cea de-a treia culegere de referate a Institutului de cercetări științifice de organizarea și mecanizarea construcției minelor (VNIIOMȘȘ).

Aceste culegeri de referate constituie o sinteză a celor mai importante realizări în domeniul săpării și susținerii lucrărilor miniere, domeniu în care U.R.S.S. posedă o vastă experiență. Este suficient să citățm faptul că în anul 1957 s-a acordat premiul Lenin unui colectiv de ingineri minieri de la unitățile de construcție a noilor mine, pentru modernizarea metodelor de săpare a puțurilor și că din martie 1957 U.R.S.S. deține recordul mondial la săparea puțurilor cu o viteză de 246,1 m/lună.

Referatele cuprinse în culegerea din 1956 sînt următoarele:

I. O. Andros și *K. I. Smirnov:* Organizarea lucrărilor în perioada de trecere de la săparea puțului la săparea galeriilor;

I. G. Gonciarenko și *V. P. Sledine:* Organizarea rațională a săpării rampelor;

V. V. Serebrennikov și *V. V. Bîcov:* Automatizarea evacuării apei la săparea puțurilor;

K. M. Tiurin: Noua construcție a tubingurilor de beton armat;

B. K. Kotkșener, P. A. Sparber și *I. M. Iskonițkaia:* Modernizarea procedeului de congelare a rocilor;

I. M. Iskonițkaia: Determinarea coeficienților de conductibilitate termică a rocilor;

V. I. Volciok și *G. S. Mironov:* Mecanizarea susținerii din elemente de beton armat a galeriilor;

G. I. Ceaika: Stabilitatea transversală a susținerii lucrărilor miniere de formă circulară;

I. E. Betislov: Incercarea noilor tipuri de tăișuri de sfredel;

L. I. Șraiman: Cercetări asupra captării uscate a prafului la executarea găurilor de mine;

A. P. Pinsker, D. F. Tagamlik și *M. K. Kojan:* Posibilitățile de folosire a ultrasunetelor pentru ruperea rocilor;

I. I. Mihailenko și *L. P. Șevcenko:* Clădiri demontabile din elemente prefabricate din beton armat;

I. I. Mihailenko și *L. P. Șevcenko:* Clădiri refolosibile din blocuri de beton pentru fundația troliilor de săpare;

S. A. Bernstein, A. M. Danilov și *G. H. Lîsîh:* Betoane de mare rezistență pentru susținerea cu prefabricate din beton armat a lucrărilor miniere;

E. G. Gevlovin: Betonul silicatizat.

Mare parte din referatele de mai sus constituie un prețios îndreptar pentru inginerii mineri din sectoarele de investiții și de la Institutul de proiectări miniere.

Davis R.: **O mașină de extracție electrică modernă** (A modern electric winder) The Mining Electrical and Mechanical Engineer, vol. 37, nr. 438, martie 1957, pag. 254—260.

Se descriu caracteristicile mecanice ale unei mașini de extracție de tip nou, instalate la o mină engleză. Capacitatea de extracție este de 6 t cărbune, de la o adîncime de 1 310 picioare (cca. 430 m) cu ajutorul unui schip. Mașina de extracție este de tip Ward-Leonard. Se descriu circuitul electric, instalația de extracție propriu-zisă, precum și dispozitivele de control și anexe.

Zambo I. dr.: **Poziția puțului de acces și pierderea de timp la circulația personalului.** (A beszállóakna helye és a személyközlekedés idővesztessége) Bányászati Lapok, 12 (90) nr. 3, martie, 1957, pag. 145—161.

Cu ajutorul metodei analitice autorul întreprinde un studiu amănunțit pentru stabilirea relațiilor generale privind stabilirea amplasamentului optim al puțului de acces (transport), precum și pentru determinarea pierderilor de timp legate de circulația personalului de la suprafață la locul de muncă. Se analizează problema pentru zăcămintele orizontale și cu înclinare mică, atît în cazul cîmpurilor miniere de forme regulate (dreptunghiulare, pătrate), cît și la cîmpurile miniere neregulate. De asemenea studiul se extinde și pentru zăcămintele cu înclinare mare.

Van Riel W. I.: **Cîteva aspecte ale exploarării regiunii Peel** (Enige aspecten van de exploratie van het Peelgebied). Geologie en Miujbouw (19) nr. 3 martie 1957, pag. 53—62.

Autorul prezintă rezultatele programului de explorare modernă a unui bazin carbonifer în care au fost utilizate cu succes lucrările de sondaje, studiile geologice și metode geofizice. Bazinul carbonifer în discuție — așa-numita „regiunea Peel" — a fost descoperit în urma lucrărilor de explorări prin sondaje. Lucrările de explorare cu sondaje completate cu ridicări gravi-

metrice au furnizat informaţii preţioase asupra tectonicii şi structurii bazinului. Stabilirea caracteristicilor totale geologice s-a făcut în urma completării studiilor de mai sus cu ridicări seismice şi prin executare de sonde.

Szabó László: **Aplicarea susţinerii ancorate a tavanului la minele metalifere din Recsk.** (A főtefelfüggesztéses biztositás alkalmazása a recski ércbányánál) Bányászati Lapok 12 (90) nr. 3, martie, 1957, pag. 167—171.

Primele încercări de aplicare a susţinerii ancorate la această mină datează din luna mai 1951. Experimentarea utilizării ancorelor a fost extinsă atît în lucrările de abataj, cît şi în celelalte lucrări miniere, obţinîndu-se rezultate satisfăcătoare. Buloanele (ancorele) utilizate sînt confecţionate în atelierele minei, din fier rotund de Ø 24 mm, bulonul avînd un diametru util de 22 mm, iar capul de expandare (fixare) de Ø 35 mm; lungimea ancorelor experimentate variază între 1 500—2 000 mm. Tipul de ancoră utilizat este semirecuperabil (capul de expandare nu este recuperabil).

Vaucher R.: **Tunelul Mont Blanc** (Le tunel de Mont Blanc). L'equipement mecanique, 1957, nr. 3, martie, pag. 23—27, 4 fig.

Proiectul unui tunel rutier între Franţa şi Italia, străbătînd masivul Mont Blanc, este în discuţia guvernelor celor două ţări încă din 1948, dar convenţia a fost adoptată de Franţa abia în ianuarie 1957.

Proiectul prevede ca tunelul să aibă o lungime de cca. 12 km, o lăţime de 8,15 m (din care 7 m şosea şi restul trotoare) ,şi o înălţime de 4,8 m. Extremitatea franceză va fi plasată la altitudinea de 1 203 m lîngă Chamonix, iar extremitatea italiană — la cota 1 380, în valea Aoste. Ventilarea se va face printr-o galerie plasată sub şosea, avînd o secţiune de 7,6 m², permiţînd trimiterea a 300 m³ aer/secundă, cu ajutorul unei instalaţii de ventilatoare de 1 600 kW. Zilnic vor putea circula 2 000 autoturisme, 250 autocamioane şi 500 motociclete; încărcarea maximă a tunelului va putea fi de 300 vehicule pe oră.

Pentru realizarea acestei construcţii, Franţa contribuie cu 5,75 miliarde franci francezi, Italia cu 4,04 miliarde lire şi oraşul Geneva cu 3 milioane franci elveţieni. Considerînd că prin fixarea unei taxe de trecere de 3 000 franci pe vehicul, tunelul va permite anual încasări de cca. 700 milioane franci francezi, rezultă că capitalul investit se poate amortiza în decurs de cca. 15 ani. De remarcat că acest tunel va fi cel mai lung tunel de pe glob.

* * *: **Aplicarea fluidizării** (Application de la fluidisation). Bulletin technique „Houille et dérivés" de l'INICHAR, 1957, nr. 11, martie, pag. 336—367, 2 fig., 14 tab.

Articolul face o trecere în revistă a cercetărilor şi aplicaţiilor în domeniul tratării şi folosirii combustibililor în pat fluidizat. Succesul acestui procedeu constă în marea capacitate de prelucrare, uşurinţa reglării şi controlului temperaturii şi în simplicitatea operaţiilor de manipulare.

Limitarea aplicabilităţii patului fluidizat este legată de granulometria produselor tratate: cel mai avantajos cîmp de aplicare se găseşte între limitele de 0—1 la 0—5 mm.

Principalele neajunsuri ale acestui procedeu sînt: omogenitatea patului filtrant care complică problema separării cenuşii şi antrenarea elementelor fine în gaze care reduce randamentul instalaţiei.

Fluidizarea pare, la o primă analiză, mai puţin adaptată procedeelor de folosire a combustibililor, în afara arderii lor totale sau gazificării integrale.

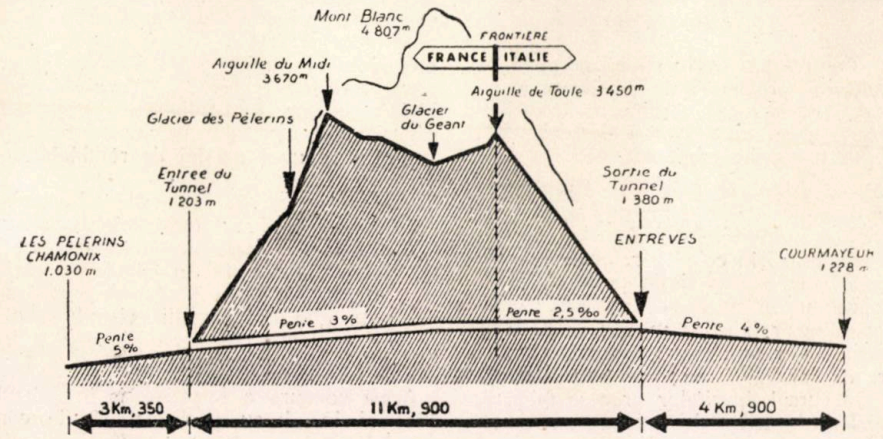
Pentru aceste utilizări trebuie realizată problema separării cenuşii şi a folosirii unei mari cantităţi de material fin. Prima a fost realizată prin folosirea gazogenului Winkler sau a focarului Ignifluid.

* * *: **Pompă de mină portativă** (Portable drill-drisen mine pump). The Mining Journal, 1957, 1 martie, pag. 274, 1 fig.

Pompa Bleydon Durbom este acţionată de motorul unui perforator electric, cu 200—800 rot/min. La o turaţie de 600 rot/ min se pot refula cca. 400 litri/min la o înălţime de 15 m. Pompa are dimensiuni foarte reduse (25×10 cm Ø) şi poate absorbi apă avînd adîncime de 3 cm.

***: **Catastrofa minieră de la Boshop-S.U.A.** (La catastrophe minière de Boshop, aux USA). L'echo des mines et de métallurgie, pag. 132.

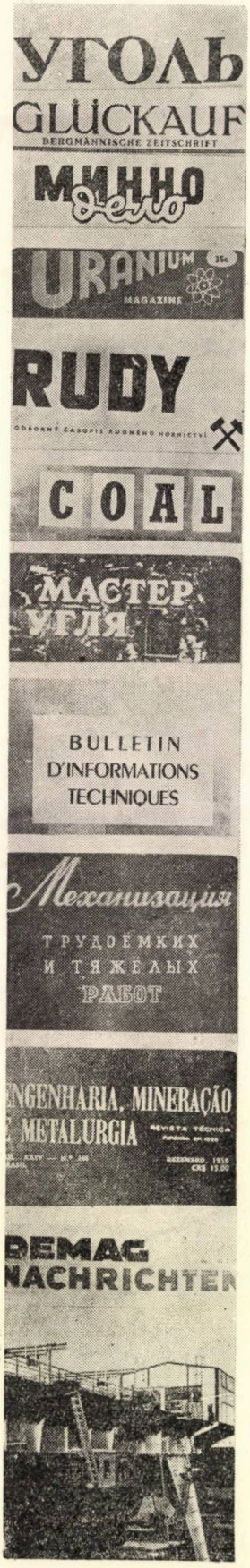
Explozia de praf de cărbune ce a avut loc recent în mina de la Bishop a societăţii a



CANADIAN MINING JOURNAL
INDIAN MINING JOURNAL
Mining Journal
Moxey BOOM STACKER
GEOLOGIE EN MIJNBOUW
Montan RUNDSCHAU
DOCUMENTS ECONOMIQUES
RUDARSKO-METALURŠKI ZBORNIK
ANNALES DES MINES
Queensland Government MINING JOURNAL

DOCUMENTARE

DOCUMENTARE



mericane Pocahontas Fuel, a cauzat moartea a 37 de mineri.

Acesta este al doilea accident minier colectiv grav înregistrat în S.U.A. după catastrofa din anul 1951 de la West-Frenkfort din Ilinois cînd au murit 119 mineri.

In transportul şi manevrarea vagonetelor la suprafaţa minei sînt ocupaţi cca 20—25% din muncitorii folosiţi la suprafaţa minei. Folosirea împingătoarelor nu a condus la o reducere substanţială a efectivului. Institutul DonUGI a studiat şi a produs o serie de scheme de mecanizare şi automatizare a operaţiunilor de la suprafaţa minelor, folosind : împingătoare, uşi de puţuri şi frîne, asamblate într-un ansamblu unic.

Pelnar A. : **Loviturile de coperiş din mină.** (O tresy rudnych dolech III) Rudy, 1957, nr, 3, martie, pag. 26—93, 17 fig.

Cea de-a treia parte a studiului publicat în numerele anterioare ale revistei, tratează problema loviturilor de coperiş în minele adînci de minereuri aurifere din Africa de Sud. Cercetările s-au efectuat prin determinarea în laborator a caracteristicilor mecanice ale rocilor. Se dau caracteristicile şi clasificarea diferitelor tipuri de lovituri de coperiş ce au apărut în minele din Africa de Sud. Fenomenul loviturii de acoperiş a fost cercetat direct în rocile de mină ce înconjoară lucrările miniere şi la limita zonei unde se produce lovitura de coperiş. Pentru a stabili esenţa fenomenului ce se produce în lucrările miniere, s-au extras probe de roci din găuri de sondă şi acestea au fost supuse încercărilor de laborator.

* * * : **Conferinţa de la Luxemburg asupra tehnicii securităţii în minele de cărbuni.** (La conférence de Luxemburg sur la securité dans les mines de houille) Annales des mines, 1957, martie, pag. 172.

Intre 24 septembrie 1956 şi 7 februarie 1957 a avut loc la Luxemburg o conferinţă asupra tehnicii securităţii în minele de cărbuni, ca urmare a catastrofei de la Marcinelle. La conferinţă au participat ţările ce fac parte din comunitatea europeană a cărbunelui, fiecare ţară fiind reprezentată de doi delegaţi guvernamentali, un sindicalist şi un funcţionar.

Concluziile conferinţei nu au fost încă comunicate, dar se pare că ele se orientează mai mult asupra studierii laturii subiective a cauzelor accidentelor şi mult mai puţin asupra condiţiilor de muncă şi de securitate ale minerilor ce trebuie create în exploatare pentru a se preveni astfel de accidente.

* * * : **Contribuţia inginerilor mecanici la rezolvarea problemei de purificare a aerului.** (Mechanical engineer's contribution to clean air) Iron and Coal, 1957, nr. 4634, martie, pag. 629—630.

La 19—21 februarie 1957 s-a organizat la Londra o conferinţă asupra problemelor de combatere a prafului în industria siderurgică şi minieră. Din cele 19 referate prezentate, unele s-au ocupat şi de problema combaterii prafului în industria minieră. Astfel pentru studiul prafului în minele de cărbuni se foloseşte în prezent microscopul electronic. In afară de particulele de steril sau minerale produse în cursul diferitelor procese miniere, în atmosfera locurilor de muncă s-au identificat şi particule de praf introduse în mină prin aeraj. S-a propus o metodă de studiu a particulelor foarte mici, care sînt foarte dificil de colectat. S-a emis ideea creării unui centru unic de cercetări ştiinţifice în domeniul prafului şi care ar urma să fie dotat între altele cu un microscop electronic.

Nesterov P. P. şi Sabanov I. P. **Consfătuirea asupra instalaţiilor de extracţie cu mai multe cabluri.** (Soveşcianie no mnogokanatnîm podiomnîm ustanovkam) Gornîi Journal, 1957, nr. 3, martie, pag. 78—79, 2 fig., 1 tabl.

Ca urmare a aplicării pe o scară din ce în ce mai largă a instalaţiilor de extracţie cu mai multe cabluri, în iunie 1956 a avut loc în U.R.S.S., la Institutul de mine din Harkov, o consfătuire destinată acestei probleme. La această consfătuire s-au prezentat 19 referate, care au tratat problema construirii cablurilor de mare rezistenţă mecanică şi de uzură, a dispozitivelor de prindere la colivie, a dispozitivelor de reglare a forţei din cablu, a materialelor de căptuşire a moletelor, a calculelor dinamice, a rolelor de ghidare şi a turnurilor de extracţie.

Consfătuirea a propus ca în viitorul apropiat să se experimenteze una sau două instalaţii de extracţie cu mai multe cabluri

Jasnîi V. K. : **Controlul automat al izolaţiei utilajului electric.** (Avtomaticeskii kontrol izoliaţii elektrooborudovania) Gornîi Journal, 1957, nr. 3, martie, pag. 55—59, 1 fig., 1 tabl., 11 ref. bibl.

Controlul automat al izolaţiei instalaţiilor de joasă tensiune este unul din cele mai importante mijloace de mărire a siguranţei utilajului electric. In prezent se folosesc relee de pierdere de curent care pot funcţiona fie ca relee de semnalizare fie ca relee de decuplare.

După o analiză a cauzelor care produc defectarea izolaţiei utilajului electric, autorul indică aparatajul de protecţie folosit atît în U.R.S.S. cît şi în alte ţări pentru controlul automat al stării izolaţiei.

Şumillov V. V. : **O nouă metodă de rambleere.** (Novîi metod zakladki porodi) Ugol, 1957, nr. 3. martie, pag. 17—23, 9 fig.

Deşi în Donbas se extrage din mină la suprafaţă o mare cantitate de steril, pînă în prezent nu s-a pus problema folosirii acestui material la rambleerea mecanică a spaţiului exploatat. Autorul analizează comparativ posibilităţile de aplicare a diferitelor procedee de rambleere în Donbas şi precizează cerinţele impuse unei instalaţii de rambleiaj mecanic. In continuare sînt prezentate experienţele efectuate în laborator cu un prototip al unei maşini de rambleiat.

Terpigorev A. M. şi Gonciarevici I. F. : **Rezultatele concursului pentru cel mai bun proiect de mecanizare a abatajului în minele de cărbuni.** (Itoghi konkursa na lucişii proekt agregata dlia mahanizaţii ocistnîh rabot na sahtah ugolnoi promîşlenosti). Ugol, 1957, nr. 3, martie, pag. 1—9, 6 fig.

Acest concurs a fost deschis în octombrie 1954 şi la el au participat 78 de concu-

Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA

renţi. Juriul compus din 22 membri, a fost condus de academicienii A. M. Perpigorev şi A. A. Scocinski. Majoritatea propunerilor au fost destinate mecanizării tăierii în strate de mică înclinare, cu grosime mică şi medie. Autorii proiectelor s-au orientat mai mult spre tăierea cu maşini de tăiere cu şpan gros, iar în domeniul susţinerii — spre susţinerea hidraulică păşitoare.

Premiul I a fost acordat proiectului lui Gridin, destinat mecanizării exploatării în minele din bazinul Moscovei. Agregatul constă dintr-un braţ inelar de tăiere şi transport cu două acţionări şi care taie stratul pe toată grosimea înaintînd în strat şi fiind urmat de susţinerea hidraulică păşitoare.

Concluzia articolului arată că concursurile sînt cea mai economică şi mai activă formă de extindere a progresului tehnic.

Andriuhin V. S., Ignatov I. F. şi Brainstovski I. A.: **Tehnica transportului vagonetelor la suprafaţa minei.** (Tehnica otkatki vagonetok na povernosti şaht). Mehanizaţia trudoemkîh i tiajolih rabot, 1957, nr. 3, martie, pag. 30—31, 2 fig.

In transportul şi manevrarea vagonetelor la suprafaţa minei sînt ocupaţi cca 20—25% din muncitorii folosiţi la suprafaţa minei. Folosirea împingătoarelor nu a condus la o reducere substanţială a efectivului. Institutul DonUGI a studiat şi a propus o serie de scheme de mecanizare şi automatizare a operaţiunilor de la suprafaţa minelor, folosind: împingătoare, uşi de puţ şi frîne, asamblate într-un ansamblu unic.

Blazek F.: **Măsurători de depresiune în reţeaua de aeraj.** (Mereni de: resnîch rozdilu ve vetrni siti) Uhli, 1957, nr. 3, martie, pag 90—99, 13 fig., 5. ref. bibl.

Autorul descrie aparatajul şi metodele de măsurători diferenţiale ale depresiunii în reţelele de aeraj. Se dau calcule respective şi experienţa cîştigată în cursul numeroaselor masurători efectuate.

Mainzer J.: **Stadiul actual şi problemele instalaţiilor de clasare a lignitului ce provine din exploatarea la zi.** (Soucasny stav a problemy tridicih zarîzeni pro tinede utiliz la mu). Uhli, 1957, nr. 3, martie, pag 85—89, 11 fig.

Autorul prezintă stadiul actual al clasării lignitului umed ce provine din exploatările la zi. Se compară tipurile diferite de instalaţii de clasare folosite şi se subliniază avantajele sitelor metalice. De asemenea se descriu experienţele efectuate cu site vibrante în bazinul de lignit din Boemia de Nord, asupra modului de montare a sitelor şi de încălzire electrică. In încheiere se citează experienţele efectuate în R.F. Germană.

Binns P. D. şi Patts L. J.: **Posibilitatea de tăiere cu plug a stratelor de cărbuni.** (La rabatabilité des couches de charbon). Annales des mines de Belgique, 1957, martie, pag. 235—247, 27 fig.

Autorii arată că prima încercare de folosire a plugului de cărbune în Anglia datează din 1947, cînd a avut un succes remarcabil. In prezent acest mijloc de tăiere este considerat cel mai economic pentru stratele subţiri. Totuşi plugul de cărbune aplicat ulterior în strate diferite nu a dat întotdeauna rezultatele scontate şi încercările s-au soldat de multe ori cu eşecuri.

Centrul de cercetări miniere din Anglia a studiat problema posibilităţii determinării anterioare a adaptabilităţii plugului la un strat de cărbune şi după numeroase încercări a realizat un echipament ce permite a evalua capacitatea unui strat de a fi tăiat cu plugul, considerîndu-l comparativ cu alt strat luat ca referinţă.

Acest echipament a fost conceput pentru încercări în abataj sau în laborator. El constă dintr-un aparat înregistrator al eforturilor necesare pentru a tăia şpanuri de cărbune de diferite grosimi la diferite înălţimi în strat. Forţa necesară pentru a tăia în şpan de o anumită grosime în stratul Bottom Busty serveşte ca punct de comparaţie.

Kvapil R.: **Contribuţie la cercetarea presiunii rocilor şi a cutremurelor.** (Prispevek k zaklodninsec vyzkumu horskcho tloku a Iulniko otrezu). Uhli, 1957, nr. 3. martie, pag. 73—79.

Autorul se ocupă cu cercetările în domeniul elasticităţii şi rezistenţei rocilor, în scopul rezolvării problemelor în legătură cu presiunea rocilor. Se studiază problema dezagregării rolior. Există trei moduri de rupere: cea prin găurire, cea prin fracturare şi cea prin plasticitate.

Krajewski J.: **Influenţa încălzirii electrice a sitelor asupra ciuruirii fracţiunilor fine şi prafului de cărbune.** (Wplyw ogrzewania sit predem elektrycznym na przesiewanie mialow i pylow weglowich) Przeglad Gorniczy, 1957, martie, pag. 151—157, 8 fig., 7 tab., 4 ref. bibl.

Incălzirea electrică a sitelor folosite la clasarea cărbunilor obţine o aplicare tot mai largă, dată fiind influenţa favorabilă pe care o are asupra ciuruirii cărbunelui umed.

Autorul prezintă experimentările efectuate în R.P. Polonă cu acest procedeu. Rezultatele dovedesc economicitatea procedeului.

* * * : **Protecţia şi lupta contra focurilor în mină.** (Protection et moyens de lutte contre les incendies dans les mines) Annales des mines de Belgique, 1957, martie, pag. 193—232.

In cursul mai multor manifestări recente, diverşi specialişti au atras atenţia asupra unor noi mijloace de luptă şi de protecţie contra focurilor subterane. Dintre cele mai interesante sînt experienţele cu dop de spumă, aparatele extinctoare şi instalaţiile fixe de combatere a focurilor.

Apa poate proteja contra focului în puţuri şi prin pulverizoare automate în galerii, pe transportoare şi în puţuri. Alte măsuri constau în realizarea unor vane incombustibile şi prin împiedicarea pătrunderii aerului la focar. Se descriu de asemenea şi măsurile de protecţie contra CO cu ajutorul măştilor de salvare. Ca exemple, se descriu centrala de salvare de la Essen şi punerea în funcţiune a măsurilor de protecţie contra focurilor la Welheim.

DOCUMENTARE

Incepînd de la 1 ianuarie 1958, toate lucrările elaborate de către Direcţia Generală pentru Metrologie, Standarde şi Invenţii se vor difuza de către Editura de Stat pentru Imprimate şi Publicaţii (E.S.I.P.). Difuzarea se va face numai pe bază de abonamente anuale (plata abonamentelor reprezentînd suma depusă în cont). De reţinut că revista Standardizarea nu se mai difuzează şi de către organele difuzării presei, ca în anul 1957.

Dăm mai jos lista lucrărilor care se vor tipări şi difuza, specificîndu-se preţul abonamentului pe specific de lucrări şi pe sectoare de producţie

Abonament pe sectoare

Nr. crt.	Denumirea publicaţiei	Abonament general	A	B	C	D	F	G	H	K	L	M	N	P	R	S	T	U
1	Standarde de stat *)	800	75	100	100	75	100	100	100	100	75	75	75	75	75	75	75	100
2	Indicatoarele standardelor aprobate	75	75	75	75	75	75	75	75	75	75	75	75	75	75	75	75	75
3	Colecţii comentate de standarde .	450	40	55	55	55	80	80	35	25	30	45	10	15	—	15	55	70
4	Descrieri de invenţii	100	5	10	15	10	15	5	5	10	15	10	—	10	—	—	5	15
5	Instrucţiuni de metrologie	150	10	10	25	10	25	—	—	—	—	—	—	25	—	—	—	25
6	Instrucţiuni de cazane	50	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
7	Extrase de tipuri	50	—	—	—	—	—	+	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
8	Broşuri tehnice de metrologie . . .	50	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
9	Instrucţiuni, legi şi regulamente ale Oficiului de Stat pentru invenţii .	5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
10	Revista Standardizarea	54	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
11	Revista de Metrologie	48	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Total . . .	1840	205	250	270	245	290	260	215	210	195	205	160	200	150	165	210	285

*) Abonamentele pe grupe 75 lei

COMENZILE DE ABONAMENTE POT AVEA URMĂTOARELE FORMULARI:

1) . . . X abonamente generale la toate lucrările elaborate de către DGMSI (costul unui abonament 1 840 lei).
2) . . . X abonamente generale la STAS-uri (a 800 lei), Y abonamente la indicatoare (a 75 lei), Z abonamente la colecţii de standarde comentate (a 450 lei) etc.
3) . . . X abonamente la lucrări din sectorul A (a 205 lei), Y abonamente la lucrări din sectorul B (a 250 lei), Z abonamente la lucrări din sectorul C (a 270 lei), A abonamente la rev. Standardizarea (a 54 lei) B — abonmente la rev. Metrologia Aplicată (a 48 lei) etc.
4) . . . X abonamente la Descrieri de Invenţii (a 100 lei),
5) . . . X abonamente la Instrucţiuni de metrologie (a 150 lei) Y — abonamente la Extrase de tipuri (a 50 lei).

Modul de difuzare şi abonare este descris detaliat în revista „Standardizarea" nr. 8/1957, pag. 403.

Comenzile pentru abonamente prevăzute cu semnăturile celor care angajează valabil întreprinderea sau instituţia se vor trimite pe adresa: E.S.I.P., str. ELIE RADU nr. 5, BUCUREŞTI.

In nota de comandă se va specifica numărul contului întreprinderii la B.R.P.R. sau B.I. pentru a se putea introduce cererea de plată, cunoscînd că potrivit H.C.M. 1408/1952, abonamentele nu se pot efectua decît cu plata anticipată.

Totodată, la comenzi se va anexa şi adresa de acceptare a plăţii, care este necesară la bancă.

Pentru comenzile de valoare inferioară sumei de 250 lei pentru provincie şi 500 lei pentru capitală, se va vira acoperirea abonamentului în contul E.S.I.P. la B.R.P.R. (nr. 138 159 D.O.B.) deoarece potrivit D 265/949 nu pot fi introduse cereri de plată decît pentru sume superioare acestora.

CERERILE DE ABONAMENTE SE PRIMESC PINA LA 15 DECEMBRIE 1957.

Cunoscînd că tirajele vor fi fixe, stabilite numai pe bază de comenzi, rugăm pe cei interesaţi să trimită la timp cererile de abonamente.

De asemenea, veţi semnala în scris eventualele schimbări de adrese şi alte situaţii intervenite în cursul anului.

DIRECŢIA GENERALA PENTRU METROLOGIE, STANDARDE ŞI INVENŢII

EDITURA DE STAT PENTRU IMPRIMATE ŞI PUBLICAŢII

„REVISTA MINELOR" organ al Asociaţiei Ştiinţifice a Inginerilor şi Tehnicienilor din R.P.R. al Ministerului Minelor şi al Ministerului Industriei Petrolului şi Chimiei (Direcţia Exploatărilor Miniere) Redacţia: Bucureşti, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon: 3.07.30 şi 3.57.28 — Administraţia şi Casieria: Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor şi subfilialelor A.S.I.T. din întreaga ţară precum şi prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinete tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071012 B.R.P.R. DOC Bucureşti. — Tarif pentru întreprinderi: lei 96 anual: — Tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri: lei 30 anual; — Preţul unui exemplar: lei 5.

I.P. 2, c. 3085

Lei 5 exemplarul

E 1453

Institut. de Documentare
BUCUREȘTI
CSERE
WYMIANA
KAT

83

Revista MINELOR

Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA

12

1957

ASIT

Decembrie
1957
Anul VIII
Nr. 12

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R. P. R.
AL MINISTERULUI MINELOR ȘI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI PETROLULUI ȘI CHIMIEI
(DIRECȚIA EXPLOATĂRILOR MINIERE)

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 3.57.28 și 3.07.30

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA** ing. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PĂCURARU**, prof. ing. **V. POBORAN**, prof. dr. ing. habil **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI**.

SUMAR

* * *: **Un deceniu de la proclamarea Republicii Populare Romîne** (pag. 543).

GURAN M.: **Posibilități de automatizare a instalațiilor de preparare mecanică** (pag. 545).

BLUM I., ROSENBERG M. și CALOTĂ M.: **Studiul variației procentului de liant în funcție de creșterea procentului de cenușă din semicocs la brichetarea semicocsului de lignit cu liant** (pag. 551).

BRADEANU N.: **Deosebirea dintre acțiunea refulantă și aspirantă a unei stații de aeraj și calculul depresiunii din mină, pe baza puterii ei de acționare** (pag. 558).

CRONICA

BUTTU A.: **Concluziile comisiei de anchetă asupra cauzelor catastrofei care a avut loc la mina de cărbuni Bois de Cazier lîngă Marcinelle în Belgia** (pag. 563).

COMUNICĂRI ALE INSTITUTULUI DE CERCETĂRI MINIERE

IONESCU M. N., MAIOR O. și GANZERT K.: **Contribuții la micșorarea pericolului de explozie în minele de cărbuni din Valea Jiului** (pag. 567).

IONESCU M. și ANGHEL V.: **Uscarea cărbunilor prin fluidizare** (pag. 575).

RECENZII

DOCUMENTARE

INDEX ALFABETIC

REVISTA MINELOR

ANUL VIII — Nr. 12 — DECEMBRIE 1957

MŰSZAKI KÖNYVTÁR-OSZTÁLY 1933

СОДЕРЖАНИЕ

ГУРАН М.: **Возможности автоматизации установок механического обогащения.** Приводятся принципиальные способы разрешения ряда наиболее существенных вопросов автоматизации применительно к существующим в РНР установкам (автиматическая регулировка дробильных установок, автоматический контроль количества обрабатываемой руды и др.), (стр. 545—550).

БЛЮМ И. РОЗЕНБЕРГ М. и КАЛОТА М.: **Изучение процентного колебания связующего в зависимости от роста количества золы в полукоксе при брикетировании лигнитного кокса со связующим.** Авторы рассматривают соотношение, существующее между колебанием процентного содержания золы в лигните и уточняют математическое и графическое выражение данного соотношения, применительно к технологии брикетирования лигнитного полукокса с помощью смолы. (стр. 551—557).

БРАДЯНУ Н: **Отличие между нагнетающим и высасывающим действием станции рувничной вентиляции и расчет давления в шахте на основе мощности станции.** Указываются преимущества, которыми обладает вентиляторная станция, работающая на нагнетание или высасывание, принимая, что работа в шахте происходит в одинаковых условиях. (стр. 558—563).

ИОНЕСКУ Н. МАЙОР и ГАНЗЕРТ К.: **К вопросу снижения опасности взрывов в угольных шахтах долины Жиу.** Описываются вкратце теоретические сведения о возможностях взрывов угольной пыли в подземных условиях, способы борьбы со взрывами посредством осланцевания, а также условня, которым должны соответствовать вещества, применяемюе для этой цели. Далее указываются результаты увеличения карбонатных зон в долине Жиу в целях их использования как сырье для производства веществ, применяемых для осланцевания. (стр. 571—578).

ИОНЕСКУ М. и АНГЕЛ В.: **Сушка угля флюидизацией.** Указываются частичные результаты, полученные в полупромышленной фазе по сушке лигнита путем флюидизации, применяемой в целях брикетирования (стр. 579—580).

SUMMARY

GURAN M.: **The automation possibilities of the installation of mechanical dressing.** It points out the way of solving the more important automatization problems which could be adapted to Rumanian installations (automatic regulation of crushing equipment, automatic control of the quantity of recast ore), **(pages 545—550).**

BLUM I., ROSENBERG M., and CALOTA M.: **Concerning the variation of binding matter percentage depending on the growth of ash percentage from demi-coke at the briquetting with binding matter of lignite-demicoke.** The authors point out the existing relation between the variation of the ash percentage from lignite and the binding matter quantity for the briquetting of demi-coke. The mathematic and graphic relation is established, showing its appliance in the technology of lignite briquetting with pitch, **(pages 551—557).**

BRADEANU N.: **The difference between the forcing and suction action of a ventilating fan station and the calculus of the mine pressure on its power to work.** It shows the efficiency of a ventilating fan station which has a forcing and suction action considering it would work in the same conditions in a colliery. **(pages 558—563).**

IONESCU N. MAIOR and GANZERT K.: **The decrease of blasting harm at the collieries from Jiu Valley.** It points out the theoretical problems as concerning the blasting of coal dust and the possibilities to strive against it, by use of schists as well as the required conditions of schists. It gives the results of the growth of carbonates from Jiu Valley which are used as raw material for the schists fabrication. **(pages 571—578).**

IONESCU M. and ANGHEL V.: **Coal drying by fluidizing practise.** It unveils the results got in semi-industrial stage regarding lignite drying by fluidizing practise aiming at their briquetting, **(pages 579—580).**

SOMMAIRE

GURAN M. : **Les possibilités d'automatisation des installations de préparation mécanique.** Dans l'article on fait connaître les principes de la résolution de quelques problèmes plus importants d'automatisation qu'on pourrait faire adapter aux installations de préparation mécanique de la R.P.R. (le réglage automatique des installations de broyage, le contrôle automate de la quantité de minerai préparé etc.). **(p. 545—550).**

BLUM I., ROSENBERG M. et CALOTA M. : **L'étude de la variation du pourcentage de liant par rapport à l'augmentation de la teneur en cendre du semi-coke dans le processus de briquetage à liant du semi-coke de lignite.** Les auteurs examinent la corrélation qui existe entre la variation de la teneur en cendre du lignite et la quantité nécessaire de liant pour le briquetage du semi-coke de lignite, en vue d'établir l'expression mathématique et graphique de cette corrélation, appliquable dans la technologie du briquetage du semi-coke de lignite à l'aide de l'asphalte. **(p. 551—557).**

BRADEANU N. : **La différence entre l'action refoulante et aspirante d'une installation d'aérage et le calcul de la dépression de la mine par rapport à la puissance de l'installation.** On compare les avantages de l'action refoulante et aspirante en considérant deux installations travaillant dans les mêmes conditions. **(p. 558—563).**

IONESCO N .MAIOR et GANZERT K. : **Contributions à la diminution du risque d'explosion dans les mines de charbon de Valea Jiului.** On résume les notions théoriques de l'explosivité du poussier de charbon et les possibilités de sa réduction à l'aide des schistifiants, ainsi que les conditions auxquelles ceux-ci doivent satisfaire. Les auteurs donnent ensuite les résultats obtenus avec la création d'une bande de carbonates dans Valea Jiului en vue de l'utiliser comme matière première à la fabrication du schistifiant. **(p. 571—578).**

IONESCO M. et ANGHEL V. : **Le séchage du charbon par fluidisation.** On donne les premiers résultats obtenus dans la phase semi-industrielle du séchage du lignite par fluidisation dans le processus préparatoire du briquetage. **(p. 579—580).**

INHALT

GURAN M. : **Die Möglichkeiten der Automatisierung von Aufbereitungsanlagen.** Es werden die Grundsätze der Auflösung einiger wichtigeren Automatisierungsprobleme für die rumänischen Aufbereitungsanlagen : die Selbstregelung der Zerkleinerungseinrichtungen, die automatische Kontrolle der aufbereiteten Erzmenge, usw. **(S. 545—550).**

BLUM I., ROSENBERG M. und CALOTA M. : **Das Studium der Schwankung der Bindemittelmenge in Zusammenhang mit dem Zuwachs des Aschengehaltes des Schwelkokses bei der Brikettierung des Lignitschwelkokses mit Bindemittel.** Die Verfasser untersuchen die Korrelation zwischen der Schwankung des Aschengehaltes des Lignits und der notwendigen Menge an Bindemittel für die Brikettierung des Lignitschwelkokses und legen den an die Brikettierungstechnologie des Lignitschwelkokses mit Pech als Bindemittel anzuwendenden mathematischen und graphischen Ausdruck dieser Korrelation fest. **(S. 551—557).**

BRADEANU N. : **Der Unterschied zwischen der Druck- und Saugwirkung und die Berechnung des Unterdruckes in Bezug auf die Leistung einer Bewetterungsanlage.** Man vergleicht die Vorteile der Saug- und Druchwirkung von zwei bei gleichen Betriebsverhältnissen angenommenen arbeitenden Bewetterungsanlagen. **(S. 558—563).**

IONESCU N. MAIOR and GANZERT K. : **Beitrag zu der Verminderung der Explosionsgefahr in den Kohlengruben von Valea Jiului.** Die Theorie der Kohlenstaubexplosion, ihre Bekämpfung durch Bestaubungsmittel sowie die benötigten Eigenschaften das Streuungsmaterials werden in diesem Aufsatz zusammenfassend betrachtet. Weiter geben die Verfasser die Ergebnisse an, die bei der Schaffung eines Bandes von Karbonaten in Valea Jiului, zwecks Benutzung als Rohstoff für die Herstellung von Bestaubungsmitteln, erzielt worden sind. **(S. 571—578).**

IONESCU M. und ANGHEL V. : **Kohlentrocknung durch Fluidisation.** Man gibt die Teilergebnisse an die bei der Trocknung der lignitischen Braunkohle durch Fluidisation zwecks Brikettierung erzielt worden sind. **(S. 579—580).**

Un deceniu de la proclamarea Republicii Populare Romîne

Data de 30 Decembrie marchează, în istoria Patriei noastre, un eveniment de seamă, pe care poporul muncitor îl sărbătoreşte, în fiecare an, cu elan şi cu noi realizări în muncă.

Anul acesta data de 30 Decembrie 1957 are în plus semnificaţia unui glorios jubileu şi anume sărbătorirea unui deceniu de la proclamarea Republicii Populare Romîne.

Pe întreg cuprinsul Patriei noastre, poporul muncitor sărbătoreşte cu entuziasm gloriosul jubileu, privind cu mîndrie patriotică spre victoriile şi spre realizările obţinute pe drumul construcţiei socialiste.

În decursul celor zece ani care au trecut de la proclamarea Republicii Populare Romîne s-au înregistrat realizări şi progrese care întrec cu mult tot ce s-a înfăptuit în deceniile de dominaţie a claselor exploatatoare.

Trecerea întregii puteri de Stat, cum şi a principalelor mijloace de producţie în mîinile poporului muncitor, conştiinţa că numai lui îi aparţin roadele muncii sale, uriaşa activitate economico-organizatorică a statului democrat-popular, au dat poporului nostru posibilitatea dobîndirii unor succese hotărîtoare în lichidarea înapoierii economice de veacuri a ţării, şi a construirii bazelor economice ale socialismului.

Poporul romîn, care cunoaşte, din proprie experienţă, efectele dezastruoase ale acordurilor economice înrobitoare încheiate altădată de Romînia cu puterile imperialiste, care s-au străduit să menţină ţara noastră drept bază de materii prime şi piaţă de desfacere a produselor lor, este astăzi mîndru de puternica industrie socialistă, care a luat naştere, a crescut şi s-a dezvoltat în anii puterii populare. Crearea acestei puternice industrii socialiste — temelia dezvoltării economiei naţionale — cum şi întreaga dezvoltare a culturii, a artei şi a ştiinţei au adus ţării noastre un nou prestigiu pe plan internaţional.

Produsele romîneşti sînt cerute şi căutate peste hotare. Oamenii noştri de ştiinţă, de artă, de cultură, sînt preţuiţi şi invitaţi atît în ţările lagărului socialist, cît şi în celelalte ţări.

★

Niciodată în trecut, ţara noastră nu a cunoscut un asemenea ritm al dezvoltării producţiei industriale, ca acela realizat în anii democraţiei populare.

Pentru ritmul dezvoltării industriei noastre este semnificativ faptul că, în comparaţie cu anul 1939, producţia socotită pe cap de locuitor a crescut în 1956 la fontă de la 8,5 la peste 33 kg; la oţel de la circa 18 la 44 kg; la energie electrică de la 72,4 la 280,4 kWh; la gaz metan de la 19 la 283 m^3; la ciment de la 32,7 la 124,3 kg.

Creşteri însemnate s-au realizat, de asemenea, la o serie de produse industriale de larg consum, produse textile, încălţăminte, produse alimentare etc.

Ca urmare a naţionalizării, au fost create noi ramuri industriale care nu au existat în vechea Romînie: utilaj petrolifer, minier, energetic, tractoare şi maşini agricole etc.

Industria noastră socialistă produce, astăzi, cea mai mare parte a maşinilor şi a utilajului necesar economiei naţionale, cum şi toate sortimentele de maşini cerute de agricultură.

Cooperativizarea agriculturii a înregistrat, îndeosebi după Congresul al II-lea al P.M.R., importante succese. Astfel, sectorul socialist al agriculturii cuprinde astăzi peste 46% din suprafaţa agricolă a ţării, iar numărul de unităţi socialiste în agricultură a crescut cu peste 6 000.

Îmbunătăţirea condiţiilor de muncă şi de trai ale clasei muncitoare constituie o problemă de prim-plan pentru partid şi guvern.

Un indiciu grăitor al creşterii nivelului de trai al oamenilor muncii în anii democraţiei populare este faptul că, în anul care a trecut, vînzarea de mărfuri alimentare populaţiei a crescut, faţă de 1956, de 2,2 ori, iar aceea a mărfurilor textile şi a încălţămintei de 2,3 ori.

★

Marea revoluţie culturală constituie o altă însemnată realizare a anilor puterii populare. Alături de ridicarea economică a ţării, Partidul clasei muncitoare a pus problema procesului complex, vast de culturalizare a maselor. Astfel, roadele s-au arătat bogate: învăţămîntul superior şi-a triplat numărul studenţilor, numărul teatrelor a crescut de două ori şi jumătate, al cinematografelor de patru ori, iar numărul abonaţilor la radio a crescut de cinci ori.

Sînt demne de menţionat şi armata de artişti amatori, cluburile muncitoreşti, vasta reţea de cămine culturale la sate şi bibliotecile săteşti.

Ştiinţa şi tehnica au depăşit laboratorul şi au pătruns pe porţile largi ale uzinelor, minelor şi şantierelor.

Legătura dintre teorie şi practică — principiu călăuzitor curent — a intrat firesc în viaţa poporului nostru.

Cultura noastră se oglindeşte şi în prezenţele romîneşti peste hotare; arta, ştiinţa literatura noastră, capătă — an de an — o răspîndire tot mai largă pe meridianele globului; Moscova, China, India, Paris, Veneţia, Anglia, Geneva, Toulouse, Melbourne au înregistrat succesele ambasadorilor artei şi ai culturii romîneşti.

★

Alături de celelalte sectoare ale economiei naţionale, sectorul minier a înregistrat şi el însemnate succese.

Astfel, în anul 1956, exploatările carbonifere din Valea Jiului au dat peste 100 000 t cărbune mai mult decît în 1955, ajungînd la o producţie care reprezintă

170% față de cea realizată în 1938 și 132% față de cea din 1950.

Folosirea mai intensă și mai rațională a utilajului a determinat înregistrarea în anul 1956 și în prima parte a anului 1957, a unei creșteri a tuturor indicilor de mecanizare.

Lucrările de exploatare în bazinele de lignit, de cărbuni inferiori și de huilă au permis mărirea — în raport cu anul 1955 — a rezervelor de lignit cu 16% și a celor de cărbune brun inferior și de huilă cu 14%.

În exploatările de minereuri neferoase și auro-argintifere trebuie remarcate, în primul rînd, lucrările de prospecțiuni și de explorări geologice, care au făcut posibilă mărirea, la 1 ianuarie 1957 a fondului de rezerve al minereurilor cu 87% față de anul 1955.

În 1956 și în prima parte a anului 1957, s-a obținut un prețios avînt pe linia inovațiilor, prezentîndu-se cu 80% mai multe inovații decît în anul 1955.

Exprimînd interesele vitale și năzuințele de pace ale întregului popor, guvernul Republicii Populare Romîne promovează cu consecvență politica de coexistență pașnică cu toate statele, fără deosebire de orînduirea lor socială.

Contribuția Romîniei la slăbirea încordării internaționale și la dezvoltarea relațiilor de colaborare multilaterală cu toate statele a fost recent subliniată de propunerea guvernului romîn, adresată Albaniei, Bulgariei, Greciei, Iugoslaviei și Turciei, în vederea realizării unei largi colaborări colective în regiunea balcanică.

În ciuda unor dificultăți care pot fi pe deplin înlăturate, există largi posibilități de înfăptuire a unei conviețuiri pașnice a popoarelor din Balcani, ceea ce corespunde nu numai intereselor popoarelor din această regiune, ci — totodată — și intereselor tuturor popoarelor iubitoare de pace.

Poporul romîn este un partizan ferm al înfăptuirii dezarmării generale, al interzicerii necondiționate a experimentării și a folosirii armelor de exterminare în masă.

Dezvoltînd necontenit legături multilaterale cu țările din Orientul Apropiat, Romînia este vital interesată în menținerea păcii în această parte a lumii.

★

Astăzi, la cea de-a zecea aniversare a proclamării Republicii Populare Romîne, poporul nostru își îndreaptă cu recunoștință gîndurile spre marea țară prietenă, Uniunea Sovietică, datorită sprijinului căreia a fost posibilă dezvoltarea și înflorirea Patriei noastre.

Alături de toți oamenii muncii din țara noastră, inginerii, tehnicienii și muncitorii din sectorul minier, luptă în cinstea gloriosului jubileu pentru mărirea productivității muncii, pentru reducerea prețului de cost și pentru modernizarea minelor noastre, prin aplicarea de noi procedee mai economice și mai productive, în felul acesta cinstind marea aniversare.

Trăiască și înflorească scumpa noastră patrie, Republica Populară Romînă!

Posibilități de automatizare a instalațiilor de preparare mecanică

Ing. M. Guran

Unul dintre cei mai importanți factori care stau la baza construirii socialismului este o producție cît mai mare de substanțe minerale utile și, în special, de metale. Pentru asigurarea acestei producții este necesar, printre altele, ca instalațiile de preparare mecanică să lucreze cu randamente maxime.

La consfătuirea A.S.I.T., care a avut loc la Brad în zilele de 11 și 12 octombrie 1952, s-au precizat căile pe care trebuie să meargă instalațiile noastre de preparare în vederea obținerii unor rezultate optime. Din concluziile care s-au tras, rezultă că una din problemele principale, care trebuie rezolvate în scopul măririi randamentelor, privește controlul și reglarea funcționării instalațiilor noastre de preparare.

Controlul unei instalații trebuie astfel organizat, încît — cu mînă de lucru cît mai puțină și într-un timp cît mai scurt — conducerea uzinei să poată avea o imagine clară asupra modului în care se desfășoară procesul de preparare.

Reglarea procesului tehnologic într-o instalație trebuie astfel organizată, încît să fie asigurat în permanență un regim optim de funcționare, iar la apariția unei defecțiuni tehnologice restabilirea celor mai bune condiții de lucru să se facă în minimum de timp.

La multe instalații mari se constată o creștere a prețului de cost al tonei de produs obținut sau de minereu prelucrat, datorită personalului mai numeros necesar pentru conducerea procesului tehnologic.

Problema preparării minereurilor cu indicii economici cei mai ridicați se poate rezolva, deci, cu succes dacă conducerea procesului tehnologic se face în condiții optime, cu un personal numericește redus. Calea care duce spre această realizare este automatizarea operațiunilor de control și reglare a procesului tehnologic în uzină.

A. Importanța automatizării proceselor de preparare mecanică

Automatizarea proceselor de preparare mecanică a căpătat în ultima vreme o importanță deosebită și se aplică pe scară largă în U.R.S.S., S.U.A., Germania etc.

Reglarea automată a proceselor de preparare mecanică, ca și în cazul uzinelor producătoare de mașini, duce la obținerea celor mai bune randamente. În cazul acesta, randamentele apar sub formă absolută și nu sub formă de randamente maxime, cum apar în cazul reglării manuale.

Se știe că productivitatea unui aparat sau utilaj oarecare depinde de regimul lui de funcționare. În cazul unui regim de funcționare just și riguros constant, deci în cazul automatizării funcționării, randamentul utilajului respectiv este sensibil mai mare decît în cazul unui regim variabil, care se datorește unei supravegheri și reglări manuale nesatisfăcătoare.

Prin reglare manuală se înțelege dirijarea procesului tehnologic după o mărime fizică oarecare, prin măsurarea valorii ei din timp în timp.

În acest caz, variațiile mărimii fizice sînt aduse la normal prin acțiunea operatorului asupra mecanismului în funcțiune.

Principalele neajunsuri ale reglării manuale sînt următoarele: necesită un personal numeros, este înceată și neexactă, depinde de atenția operatorului și de alte calități subiective ale acestuia.

Reglarea manuală dă indici cantitativi și calitativi mai puțin satisfăcători. Prețul de cost al producției crește, iar consumul de materiale și energie electrică crește de asemenea.

Reglarea automată este exactă și în afară de aceasta nu depinde de loc de calitățile individuale ale personalului de deservire. Reglarea automată duce la scăderea prețului de cost, la reducerea consumului de materiale și energie electrică, precum și la mărirea productivității muncii.

O instalație de reglare automată, în forma cea mai simplă, se compune din două părți principale: un dispozitiv de măsurare și un mecanism lucrător care reglează procesul.

B. Posibilități de automatizare a proceselor de preparare mecanică

Posibilitățile de automatizare a proceselor de preparare mecanică sînt multiple. Automatizarea poate fi aplicată cu succes atît la operațiunile principale (sfărîmare, măcinare etc.), cît și la cele auxiliare (luarea probelor etc.).

In cele de mai jos se arată, în principiu, modul de rezolvare a unor probleme de automatizare mai importante, care s-ar putea pune în instalațiile noastre.

a) *Reglarea automată a utilajelor de sfărîmare.* In instalațiile de sfărîmare, reglarea automată se poate aplica atît la utilajele principale (concasoare, valțuri etc.), cît și la cele auxiliare (elevatoare etc.).

Reglarea automată a funcționării concasoarelor poate fi realizată în funcție de intensitatea curentului ce alimentează motoarele acestor aparate (fig. 1).

Motorul concasorului *1* este alimentat cu un curent alternativ trifazat de la rețeaua *2*, iar motorul *4* al alimentatorului *5* primește tensiune continuă de la redresorul *6*. Pentru a putea interveni asupra numărului de rotații ale

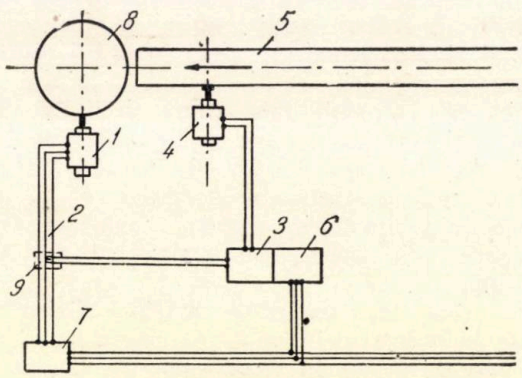


Fig. 1.

alimentatorului, se introduce în schemă, după cum se vede, regulatorul automat cu rezistența *3*, care va mări sau micșora tensiunea motorului de la alimentator, în funcție de curentul primit de la transformatorul *9*.

La o supraîncărcare a concasorului crește sarcina cerută de motorul său de la rețea. Transformatorul trimite curentul respectiv regulatorului automat, care micșorează tensiunea motorului de la alimentator. In consecință, scade turația acestui motor, iar debitul de minereu scade, de asemenea, pînă cînd încărcarea concasorului ajunge la normal. In acest caz, sarcina pe care motorul concasorului o cere de la rețea revine și ea la valoarea normală.

Pentru reglarea automată a valțurilor și elevatoarelor se poate folosi cu succes schema din fig. 2.

Motorul *1* al alimentatorului *2* primește tensiune continuă de la rețeaua *3*, iar motoarele

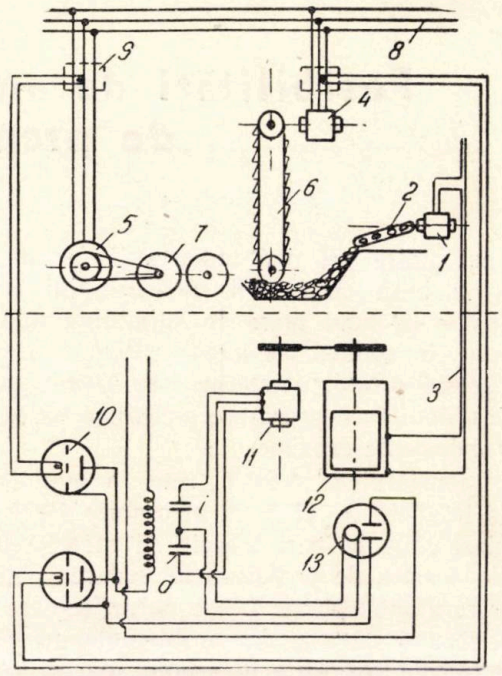


Fig. 2.

4 și *5*, ce acționează elevatorul *6* și valțul *7*, sînt alimentate cu tensiune alternativă de la rețeaua trifazată *8*.

La o supraîncărcare a valțului *7*, transformatorul *9* acționează asupra releului *10*, închizînd un circuit. Acesta închide de asemenea, prin intermediul unei rezistențe, releul *i*, care face ca motorul reversibil *11* să se învîrtească în sensul în care mărește rezistența *12*, adică micșorează tensiunea motorului *1* al alimentatorului *2*. In consecință, scade turația acestui motor, precum și debitul de minereu al alimentatorului.

In caz că aparatele funcționează în gol, atunci se închide în mod automat releul *d*, care face ca motorul reversibil *11* să funcționeze în sensul în care reduce rezistența *12*, adică mărește tensiunea motorului *1* al alimentatorului *2*. Ca urmare, crește turația motorului, precum și debitul de minereu al alimentatorului.

Pentru a evita prea dese conectări și deconectări ale motorului reversibil *11*, este introdus în circuitul său de funcționare releul de timp *13*.

Reglarea utilajelor de sfărîmare în modul arătat mai sus îmbunătățește sensibil funcționarea lor și asigură exploatarea lor în condiții optime.

b) *Controlul automat al cantității de minereu prelucrat.* Controlul automat al cantității de minereu prelucrat este o importantă problemă de automatizare în instalațiile de preparare mecanică. Această problemă a fost rezolvată cu succes în U.R.S.S., unde soluțiile găsite au fost aplicate pe scară largă.

Controlul automat al cantității de minereu prelucrat se execută în special asupra materialului care alimentează morile cu bile, folosindu-se cîntare cu înregistrare continuă. Acestea se montează pe benzile de transport și înregistrează în mod automat cantitățile de material transportate de benzi într-un anumit interval de timp.

In multe cazuri este însă necesar să se cunoască și valoarea momentană a cantității de minereu care se prelucrează, în scopul unei mai bune supravegheri a funcționării morilor. Pentru aceasta, cîntarele automate se prevăd cu mecanisme construite pe principiul ceasurilor indicatoare care arată în orice moment cantitatea de minereu care se prelucrează.

In sfîrșit, destul de frecvent se pune problema transmiterii la distanță a valorilor înregistrate de cîntarele automate. Aceasta se realizează cu dispozitive de diferite tipuri, care transmit valorile respective acolo unde este necesar, de exemplu în biroul conducerii uzinei.

S-a arătat mai sus că înregistrarea continuă a cantității de minereu prelucrat se realizează cu ajutorul cîntarelor automate. In fig. 3 este reprezentat un asemenea cîntar care se întrebuințează foarte mult în U.R.S.S., S.U.A., Germania, Republica Cehoslovacă etc.

Acest cîntar automat este astfel construit încît se poate monta pe o bandă de transport. In locul respectiv, banda este suspendată de cele patru bare ale cîntarului *a*. Barele *a* se

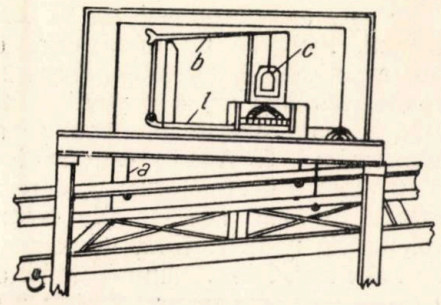


Fig. 3.

sprijină pe pîrghiile *1* ale cîntarului, care acționează la rîndul lor o altă bară a cîntarului *b*. De această ultimă bară este legat un plutitor *c*, care plutind într-o baie de mercur ține în echilibru banda goală.

Funcționarea cîntarului este destul de simplă. In momentul în care apare material pe bandă, echilibrul se strică, iar capătul barei *b* se deplasează în sus, acționînd printr-o tijă un mecanism de integrare (nereprezentat în fig. 3). Acest mecanism transmite mișcarea la un aparat automat de tipul unui contor, care înregistrează continuu cantitatea de minereu transportată de bandă.

Acest cîntar automat dă rezultate foarte bune și poate fi adaptat la orice fel de bandă, indiferent de materialul care se transportă. Inre-

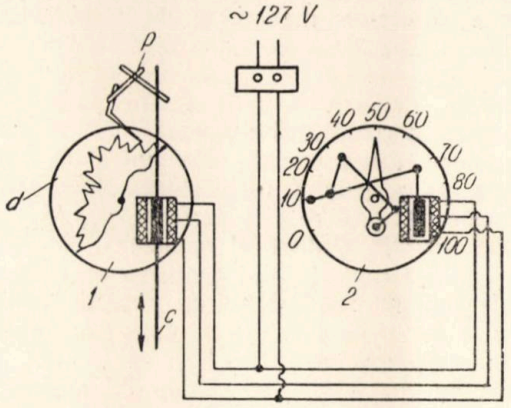


Fig. 4.

gistrările respective arată cantitatea totală de material transportat într-o anumită perioadă de timp (un schimb, o zi, o decadă etc.).

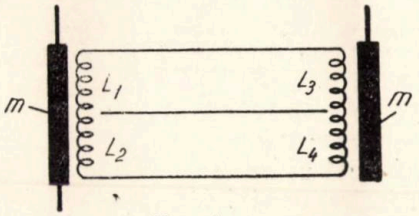


Fig. 4, *a*

Pentru a putea cunoaște, însă, în scopul unei mai bune supravegheri, și valorile momentane ale cantității de minereu prelucrat, cîntarele automate se prevăd cu ceasuri indicatoare. Acestea se folosesc mai ales la controlul automat al cantității de minereu care alimentează morile cu bile și arată în orice moment cantitatea de material care intră în mori.

In fig. 4 este redată schema generală a ceasurilor indicatoare, compuse din două dispozitive: un dispozitiv înregistrator și unul indicator.

Dispozitivul înregistrator *1* se compune dintr-un mecanism de ceasornic acționat de un motor, dintr-un mecanism de pîrghii și dintr-o bobină de inducție.

Miezul *m* al bobinei de inducție este în legătură, prin bara *c*, cu pîrghia cîntarului care oscilează în sus și în jos, în funcție de greutatea materialului transportat de bandă. De asemenea, miezul bobinei de inducție mai este în legătură și cu mecanismul de pîrghii *p*. Acesta este prevăzut cu o peniță care se mișcă pe diagrama rotundă *d*. Aceasta se rotește cu

viteză constantă (1 rot./8 ore) şi are o reţea uniformă de 100%. Amplitudinea minimă a peniţei, adică 0%, corespunde la o încărcare a benzii de 0 kg, iar amplitudinea maximă, adică 100%, corespunde la încărcarea maximă (exprimată în kg) a benzii. În aceste condiţii, procentele diagramei se pot transforma uşor în kg.

Dispozitivul indicator *2* se compune dintr-o bobină de inducţie identică cu cea a dispozitivului *1*, dintr-un mecanism de pîrghii prevăzut cu o limbă de ceasornic şi dintr-o ramă gradată în kg.

Ambele dispozitive sînt fixate pe mantaua exterioară a cîntarului automat.

Aparatul funcţionează, din punct de vedere electric, pe principiul unei punţi, al cărei echilibru este dat prin relaţia $L_1:L_2=L_3:L_4$ (fig. 4,*a*).

Cînd pîrghia cîntarului oscilează, în funcţie de greutatea materialului transportat de bandă, se mişcă şi miezul bobinei de inducţie a dispozitivului 1. Această mişcare este transmisă — prin mecanismul de pîrghii *p* — peniţei, care înscrie pe diagramă cantitatea de minereu în procente. În acelaşi timp, însă, a fost deranjat echilibrul electric. În consecinţă, puntea se echilibrează din nou prin deplasarea proporţională a miezului din bobina de inducţie a dispozitivului *2*. Datorită deplasării acestui miez, este pus în mişcare mecanismul de pîrghii al dispozitivului *2*, a cărui limbă de ceasornic indică pe rama gradată cantitatea de minereu în kg, care intră în momentul respectiv în moară.

Metoda de control cu ajutorul cîntarelor automate şi ceasurilor indicatoare poate fi aplicată cu destulă uşurinţă în exploatare. Ea aduce o îmbunătăţire sensibilă a funcţionării morilor.

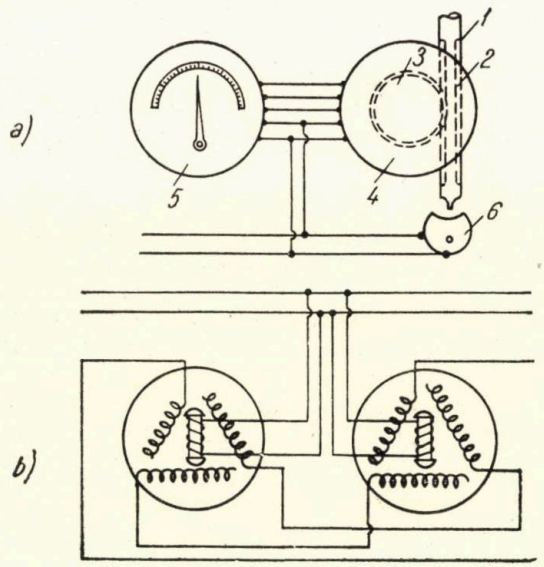


Fig. 5.

După cum s-a mai amintit, necesitatea transmiterii la distanţă a valorilor înregistrate de cîntarele automate intervine în exploatare destul de frecvent şi se realizează cu ajutorul unor dispozitive destul de simple, care indică în orice moment şi în locul necesar cantitatea de minereu prelucrat.

Există mai multe feluri de asemenea dispozitive. Institutul Mehanobr din U.R.S.S. a realizat un dispozitiv care se deosebeşte de celelalte prin aceea că valorile obţinute la cîntărire sînt înregistrate de către un mecanism care nu stă în legătură cu piesele de măsurare ale cîntarului şi care de aceea nu afectează deloc precizia acestuia (fig. 5, *a*).

Dispozitivul este o realizare de mecanică fină. El cuprinde ca piesă principală un grup generator-motor ce funcţionează pe principiul selsinurilor (fig. 5, *b*).

Selsinul este o maşină electrică de tipul alternatoarelor, însă mult mai sensibilă din punct de vedere mecanic, întrucît trebuie să aibă pierderi, prin frecare, foarte mici. După cum se vede pe schemă, statorul (indusul) este trifazat, iar rotorul (inductorul) este monofazat.

Selsinul este în echilibru atunci cînd rezultanta curentului născut în stator este egală cu zero. Aceasta nu se întîmplă decît atunci cînd bobinajul rotorului se găseşte în poziţie perpendiculară pe bobinajul unei faze a statorului şi simetric faţă de celelalte două. În acest caz, rezultanta este zero, fiindcă în faza perpendiculară curentul este nul, iar în celelalte două este egal şi de sens contrar.

În cazul cînd rotorul generatorului se roteşte cu un anumit unghi, curentul care ia naştere în stator ajunge la receptor (motor). Rotorul acestuia se roteşte atunci şi el cu un unghi corespunzător curentului primit, adică cu un unghi egal cu cel al rotorului generatorului.

Dispozitivul (fig. 5, *a*) mai cuprinde o bară metalică *1*, solidară cu pîrghia cîntarului automat care oscilează în sus şi în jos, în funcţie de greutatea materialului cîntărit. Greutatea acestei bare este astfel compensată în construcţia cîntarului, încît ea nu micşorează de loc gradul de exactitate al acestuia. Bara respectivă mai este solidară cu o cremalieră *2*, care angrenează o roată dinţată *3*, fixată pe acelaşi ax cu generatorul *4*. Acesta este în legătură electrică cu receptorul (motorul) *5*, care se găseşte instalat în locul necesar (de exemplu în biroul conducerii uzinei), fiind prevăzut cu un dispozitiv indicator, format dintr-o limbă de ceasornic, care se mişcă în faţa unui cadran gradat în kg.

Pentru ca cele două selsinuri să nu primească incontinuu energia necesară excitaţiei, se poate instala şi un întreruptor *6*, care să închidă circuitul numai în cazul cînd banda începe să transporte material.

Modul de funcţionare a dispozitivului este destul de simplu (fig. 5, *a*). Cînd pîrghia cîntarului oscilează, în funcţie de greutatea materialului cîntărit, bara metalică roteşte — prin intermediul cremalierei şi roţii dinţate — roto-

rul generatorului cu un anumit unghi. Receptorul (motorul) se roteşte şi el cu acelaşi unghi, iar limba sa de ceasornic arată pe cadran valoarea înregistrată de cîntarul automat.

Receptorul (motorul) mai poate fi prevăzut, pe lîngă mecanismul indicator format din limba de ceasornic şi cadranul gradat, şi cu un mecanism de înregistrare, format dintr-o peniţă şi o diagramă montată pe un dispozitiv, care se învîrteşte cu viteză constantă (1 rot/8 ore).

O astfel de instalaţie permite nu numai citirea valorilor respective, ci şi urmărirea lor continuă pe o perioadă de 8 ore.

Transmiterea la distanţă, în felul arătat mai sus, a valorilor înregistrate de cîntarele automate s-a dovedit a fi foarte utilă în toate uzinele în care a fost introdusă.

c) *Reglarea automată a circuitelor de măcinare.* Reglarea automată a circuitelor de măcinare este una din cele mai importante probleme de automatizare care se pun în instalaţiile de preparare mecanică. Această problemă a fost rezolvată cu succes de către oamenii de ştiinţă sovietici care au realizat dispozitivele necesare pentru reglarea automată atît a cantităţii de minereu care alimentează morile cu bile, cît şi a densităţii tulburelii care deversează din clasoare.

Reglarea automată a cantităţii de minereu care alimentează moara cu bile se poate realiza cu succes folosind o instalaţie de automatizare a cărei piesă principală este aşa-numita „ureche electrică".

Aceasta nu este altceva decît un microfon sensibil care se montează cît mai aproape de tamburul morii, pentru ca — în afară de sunetul produs de bile în moară — să nu mai fie influenţat de alte sunete exterioare, cum ar fi zgomotul produs de roţi dinţate etc. In acelaşi scop, microfonul se izolează cu grijă. El este înconjurat de o manta impenetrabilă pentru sunet, rămînînd descoperit numai în direcţia tamburului morii.

Folosirea „urechii electrice" se bazează pe dependenţa care există între cantitatea de minereu aflat în moară şi sunetul produs de bilele morii. Se ştie că, în cazul cînd moara este supraîncărcată cu minereu, sunetul produs de bile este redus ca intensitate, iar cînd moara este subîncărcată, sunetul bilelor este mai intens (moara „răsună").

Cercetările au arătat că la o anumită intensitate a sunetului produs de bile, productivitatea morii este maximă şi că la variaţii ale intensităţii sunetului neînsemnate şi imperceptibile pentru urechea omenească productivitatea morii scade brusc. Deci, o productivitate maximă a morii poate fi asigurată numai printr-un control perfect al sunetului produs de bile. „Urechea electrică" se foloseşte tocmai în acest scop.

In funcţie de sunetul bilelor din moară, microfonul produce oscilaţii de tensiune de ordinul a 0,1 V, care sînt apoi amplificate pînă la 100 V de către un dispozitiv de control. Acesta comandă, în funcţie de impulsul primit, un motor electric şi un variator de viteză, care măreşte sau micşorează alimentarea cu minereu a morii.

Acelaşi dispozitiv de control mai primeşte impulsuri şi de la motorul care acţionează greblele clasorului. In momentul în care cantitatea de material transportată de greble, deci sarcina circulatorie a morii, creşte peste valoarea normală, atunci dispozitivul de control primeşte impulsul corespunzător de la motor şi întrerupe în mod temporar (5—10 secunde) alimentarea cu minereu a morii.

Reglarea automată a densităţii tulburelii care deversează din clasor se realizează folosind o instalaţie de automatizare compusă dintr-un dispozitiv de măsurare a densităţii, un dispozitiv de control şi un motor electric, care acţionează un robinet al instalaţiei de apă a clasorului. Dispozitivul de măsurare a densităţii transmite rezultatul măsurării, sub formă de impuls, dispozitivului de control. Acesta comandă — în funcţie de impulsul primit — motorul electric, care închide sau deschide robinetul instalaţiei de apă, adică reduce sau măreşte debitul de apă la clasor.

Dispozitivele de control menţionate mai sus funcţionează pe principiul electronic. Ele co-

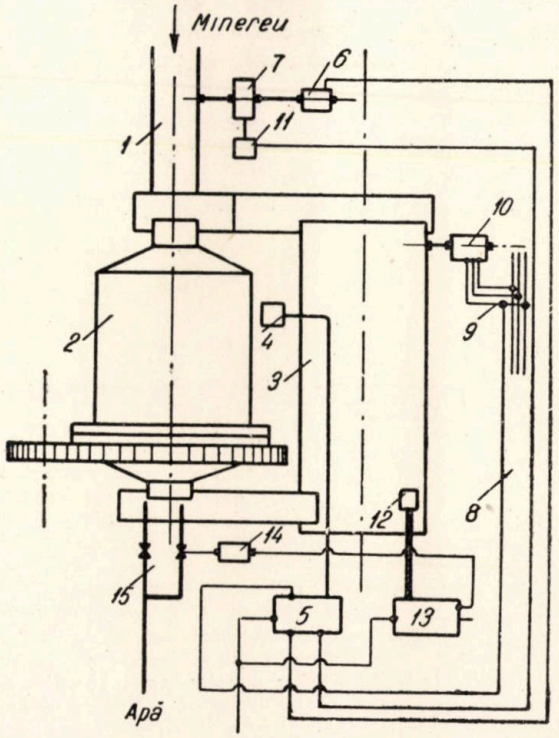


Fig. 6.

mandă instantaneu celelalte aparate şi asigură o reglare foarte precisă în minimum de timp posibil.

In fig. 6 este arătată schema instalației de reglare automată a circuitelor de măcinare. Minereul este adus la moara *2* cu ajutorul alimentatorului cu bandă *1*. Moara funcționează în circuit închis cu clasorul mecanic cu greble *3*.

Instalația pentru reglare automată a cantității de minereu care alimentează moara cu bile cuprinde microfonul („urechea electrică") *4*, care este montat în imediata apropiere a morii și este legat cu dispozitivul de control *5*. Acesta comandă, în mod corespunzător impulsului primit, motorul auxiliar *6*, care reglează viteza alimentatorului *1* prin intermediul variatorului de viteză *7*.

Tot la dispozitivul de control *5* mai este cuplat, prin transformatorul *9* și rețeaua *8*, motorul *10*, care acționează greblele clasorului. Cînd sarcina circulatorie a morii crește peste valoarea normală, dispozitivul de control *5* primește impulsul corespunzător de la motorul *10* și întrerupe în mod temporar motorul *11* al alimentatorului *1*.

Instalația pentru reglarea automată a densității tulburelii care deversează din clasor cuprinde dispozitivul de măsurare *12*, care este montat în cutia clasorului *3*, lîngă pragul de deversare. Acest dispozitiv de măsurare transmite rezultatul măsurării, sub formă de impuls, dispozitivului de control *13*, care comandă — în funcție de impulsul primit — motorul *14*. Acesta reglează în mod corespunzător debitul de apă la clasor. Instalația de apă mai are o ramificație nereglată automat, prin care curge în clasor în mod constant o parte din debitul necesar.

Reglarea automată a circuitelor de măcinare în modul arătat mai sus a dat în toate cazurile rezultate remarcabile. Ea a fost realizată în U.R.S.S. în 75 de instalații de preparare și a condus la indici cantitativi și calitativi superiori. Astfel, a crescut productivitatea morilor cu bile cu peste 10%, au scăzut pierderile de metale din steril, s-a îmbunătățit calitatea concentratelor și a scăzut consumul de reactivi de flotație.

Din cele expuse mai sus, rezultă că există posibilități numeroase de automatizare a instalațiilor de preparare mecanică. Controlul și reglarea automată a procesului tehnologic se pot realiza cu dispozitive relativ simple, care asigură în permanență condițiile optime de lucru și oferă posibilitatea obținerii celor mai bune randamente.

Automatizarea operațiunilor de control și reglare a procesului tehnologic în instalațiile noastre de preparare mecanică ar fi, de aceea, o măsură binevenită, care ar conduce cu certitudine la rezultate mai bune.

Bibliografie

[1] *Polkin S. I.:* Prepararea minereurilor, Ed. Tehnică, 1956.
[2] *Tron A. E.:* Electrooboru d ovanie na ugleobogatitelnîh i brichetnîh fabricah, Ugletehizdat, 1951.
[3] *Covalschi I. L.:* Automatizația i control proțesov v obogașenie i hidrometalurghii, Metalurghizdat, 1953.
[4] *Taggart A. F.:* Handbook of mineral dressing, New York 1948.
[5] *Taggart A. F.:* Elements of ore dressing 1955.
[6] *Meerev:* Automatizarea mașinilor electrice, Ed. Tehnică, 1954.
[7] *Töperverth:* Aparate termotehnice de măsurat și reglat, Ed. Tehnică, 1953.
[8] *Levenson:* Teoria mecanismelor și a mașinilor, Ed. Tehnică, 1952.
[9] *Kinsburg:* Dispozitive de transport și telemecanică, Ed. Tehnică, 1957.
[10] *Sotskov:* Dispozitive electrice de reglare, Ed. Tehnică, 1957.
[11] *Sagradian:* Controlul proceselor de flotație, Ed. Tehnică, 1955.

CĂTRE CITITORI

In ultimii ani ne-am străduit să prezentăm cititorilor noștri cele mai semnificative realizări obținute în domeniul cercetării, proiectării și producției industriale atît în R.P.R. cît și în străinătate.

Publicațiile elaborate de A.S.I.T. în colaborare cu departamentele industriale și-au lărgit cu fiecare an sfera de preocupări, reușind să stîrnească un interes tot mai mare în rîndul cadrelor tehnice.

In același timp, în presa tehnică din numeroase țări sînt reluate și recenzate cu regularitate cele mai valoroase lucrări publicate în revistele noastre.

In activitatea Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. și a publicațiilor noastre, ar fi deosebit de util să cunoaștem gradul de generalizare a metodelor și procedeelor tehnice prezentate și dezvoltate în revistele tehnice.

Apelăm la cititorii și colaboratorii revistei să ne scrie asupra tuturor cazurilor cunoscute, menționînd revista și articolul folosit.

Subliniem că prin aceasta aducem un sprijin în orientarea publicațiilor noastre în viitor.

REDACȚIA

Studiul variației procentului de liant în funcție de creșterea procentului de cenușă din semicocs la brichetarea semicocsului de lignit cu liant *)

Prof. dr. ing. **I. Blum**, ing. **M. Rosenberg** și ing. **M. Calotă**
Institutul Politehnic București

A. Introducere

Dezvoltarea puternică a industriei în R.P.R. construcția noilor termocentrale, creșterea volumului de bunuri transportate pe calea ferată, necesitățile crescînde de combustibil pentru consum casnic, impun pe de o parte creșterea corespunzătoare a producției de combustibili necesari pentru alimentarea acestor mari consumatori cît și o justă repartiție și folosire a fiecărui combustibil în parte, într-o formă cît mai economică și adecvată.

Dacă la marile unități industriale și la termocentrale se poate face construirea sau adaptarea instalațiilor de ardere după natura combustibilului disponibil, evitîndu-se astfel o prelucrare costisitoare a acestuia, în consumul domestic, cu milioanele de consumatori mărunți, trebuie prelucrat și livrat combustibil într-o formă corespunzătoare instalațiilor de ardere actuale existente, asigurînd totodată un randament termic și economic bun și impurificînd la minim aerul marilor orașe.

Un combustibil ideal din aceste puncte de vedere este combustibilul gazos. Acesta necesită însă investiții mari de mijloace materiale: conducte magistrale, stații de pompare și comprimare, rețele de distribuție etc., a căror realizare trebuie eșalonată pe o perioadă mai lungă.

Pînă la introducerea și utilizarea pe scară largă a combustibililor gazoși, spre care tind toate țările industriale, pentru înlocuirea lemnelor și a altor combustibili deficitari, s-au propus în diferite țări, diferite forme de combustibili „fără fum": în R. D. Germană — semicocsul mărunt (Grudekoks) și brichete de cărbune brun pămîntos, semicarbonizate, în Anglia — „coalite"-ul, în Franța — brichete de semicocs cu liant, etc.

B. Brichetarea cu liant a semicocsului de lignit

Brichetarea cu liant a semicocsului de cărbune, pentru obținerea unui combustibil energetic sau energo-tehnologic a fost studiată de diferiți cercetători.

Seidenschnur [1, 2] și Kegel [3], Behrisch [4] și Menzel [5] au adus contribuții prețioase în studiul brichetabilității și brichetării semicocsurilor din cărbuni bruni cu diferiți lianți organici și anorganici: smoală, leșii bisulfitice, amidon, rășini, argilă, etc.

Jäppelt [6] a realizat brichetarea semicocsului de cărbune brun lucios (de la Brüx), iar Rammler [7] brichetarea semicocsului de cărbune brun amorf (din R. D. Germană) folosind ca liant viscoza.

Hock [8], Baum [9] și Thau [10] au studiat brichetarea cu liant a semicocsului de cărbuni bruni neaglutinanți cu și fără adaos de huile cocsificabile, în scopul obținerii — prin cocsificarea ulterioară a brichetelor — a unui cocs metalurgic.

Studii referitoare la semicarbonizarea lignitilor românești în vederea utilizării lor cît mai raționale, au fost făcute de Dănăilă și Blum [11], Dănăilă și Cornea [12] ș.a.

Studiind brichetarea semicocsului de lignit cu smoală, I. Blum [13] obține brichete de bună calitate, cu putere calorifică ridicată (peste 6 000 kcal/kg), din lignitii de Jideva-Pescăreasa cu 11% cenușă.

Dat fiind că în studiile de mai sus [11, 12, 13] s-a lucrat cu lignite cu cenușă redusă sau cu lignit selecționat, și dat fiind că în prezent, conținutul mediu de cenușă la lignitul exploatat, este mult mai mare (20—30%), ajungînd

*) *Prezenta lucrare a fost întocmită în cadrul activității științifice a Catedrei de Chimizarea Combustibililor, de la Institutul Politehnic din București.*

în semicocs la 30—50%, pentru luarea în considerare a brichetării semicocsului de lignit, se impune în mod acut necesitatea stabilirii relației existente între variația cantității de liant, necesară pentru brichetare și conținutul de cenușă din semicocs. Acest obiectiv este urmărit de autori în prezenta lucrare.

C. Influența cenușii în procesul de brichetare a semicocsului de lignit cu liant

In procesul de brichetare, semicocsul de lignit nu se comportă față de liant ca un material inert oarecare. Din mulțimea de componenți chimici, cu molecule de diferite mărimi, ce se găsesc reunite în complexul organic ce-l constituie smoala, la malaxare cu smoală fluidă, semicocsul de lignit adsoarbe selectiv pe unii dintre componenți, care pătrund în interiorul microporilor și capilarelor semicocsului, acoperind succesiv toate suprafețele interioare active față de componenții respectivi. In măsura în care suprafața interioară a semicocsului este mai mult sau mai puțin dezvoltată, mai activă sau mai puțin activă, cu porii fini sau mari, obturați sau neobturați de depuneri de substanțe inactive, ca de exemplu sterilul, gradul de adsorbție al componenților liantului de smoală și la aglomerări mai mari în brichetă produce adesea zone de mică rezistență și fisuri.

Datorită diferitelor forme de repartiție a sterilului în lignitul inițial și în semicocs — steril barat, fin diseminat sau ușor separabil de restul masei combustibile — manifestarea interacțiunilor complexe dintre semicocs, steril și liant este greu sezisabilă pentru fiecare parametru în parte. De aceea, în această primă notă se va analiza manifestarea însumată a interacțiunilor de mai sus, așa cum se reflectă în rezistența mecanică a brichetelor.

D. Partea experimentală

1. *Materia primă.* Ca materie primă pentru încercările din prezenta lucrare s-a folosit:

— semicocs de Căpeni;

— smoală de petrol (bitum special de brichetaj).

Semicocsul de Căpeni a fost obținut prin semicarbonizarea separată, la 500°C a sorturilor granulometrice 0—30 mm și +30 mm (blocuri) din lignitul de Căpeni, într-o tobă rotativă orizontală, de laborator, de circa 15 kg capacitate. Analiza chimico-tehnică a semicocsului obținut este redată în tabela 1.

Tabela 1

Analiza chimico-tehnică a semicocsului de Căpeni

Nr. crt.	Granulația lignitului inițial, mm	Simbol	Caracteristicile chimico-tehnice ale semicocsului				
			A, %	*M.C.*, %	*V*, %	*Hs*, kcal/kg	Greut. specif. reală g/cm³
1	+ 30 (blocuri)	*B*	14,6	85,4	16,5	5100	1,75
2	0—30 (mărunți)	*M*	42,4	57,6	11,2	4380	1,79
3	Amestec 1:1 din 0—30 și +30 mm .	*B*+*M*	28,2	71,8	13,9	4750	1,76

către semicocs, va fi mai mare sau mai mic. Restul de liant neadsorbit pătrunde sub acțiunea malaxării și presării în spațiile goale dintre granule umplîndu-le și învăluie fiecare granulă în parte cu film de liant. Astfel, sub acțiunea forțelor de tensiune superficială ce se nasc între granulele de semicocs și liant, sub acțiunea viscozității și coeziunii crescînde a liantului pe măsura răcirii sale, granulele cărbunoase rămîn aglomerate în brichetă și își mențin coeziunea, iar bricheta capătă la răcire rezistența mecanică necesară.

Dar și în această fază — de repartiție a liantului între granule și pe suprafața exterioară a granulelor — conținutul mai scoborît sau mai ridicat de steril din semicocs influențează uniformitatea repartiției acestuia și prin aceasta calitatea brichetelor obținute. Spre deosebire de semicocsul hidrofob, care, față de liantul bituminos, manifestă proprietăți liofile, sterilul-argilă sau nisip, hidrofile — se comportă în genere liofob, nu se lasă bine umectat de

Determinarea greutății specifice reale s-a făcut cu ajutorul picnometrului cu alcool.

La smoala de petrol, folosită ca liant, s-a determinat numai punctul de înmuiere (metoda inel și bilă). Acesta a fost de 85,5°C (puțin prea ridicat pentru o bună smoală de brichetaj).

2. *Alegerea granulometriei optime a semicocsului.* Fiecare din partidele de semicocs obținute mai sus a fost împărțită în trei părți, care au fost măcinate respectiv la granulațiile 0—2, 0—3 și 0—5 mm. Apoi fiecare granulație în parte a fost trecută printr-o serie de site (0,2—0,5—1—2—3 mm Ø) și separată pe fracțiuni granulometrice. La fiecare fracțiune s-a făcut analiza cenușii pe fracțiuni; ea prezintă numai variații minime, față de media găsită pentru ansamblul granulației respective. Astfel, fracțiunile granulației 0—2 mm, au cenușile cuprinse între 27,6 și 28,9%, cele ale granulației 0—3 mm, între 27,1 și 28,7%, iar cele ale granulației 0—5 mm, între 27,1 și 28,9%, valorile maxime corespunzînd fracțiunilor celor mai mici

şi scăzînd uşor şi continuu, cu creşterea granulaţiei fracţiunii.

Pentru stabilirea granulometriei optime a semicocsului în şarja de brichetare, s-au alcătuit pentru fiecare granulaţie (0—2, 0—3 şi 0—5 mm), din fracţiunile ei componente, diferite amestecuri granulometrice, folosind formula lui Balomey, aplicată la determinarea granulometriei agregatelor pentru betoane [14] :

$$P_B = A_i + (100 - A_i)\sqrt{\frac{d_i}{D}}$$

în care s-au luat pe rînd, pentru A_i valorile: 0, 10, 15 şi 20.

Pentru cele patru amestecuri granulometrice astfel alcătuite, din fiecare granulaţie în parte, s-a determinat greutatea volumetrică prin tasarea uniformă a unei cantităţi cîntărite de semicocs (100 g), din amestecul respectiv într-un cilindru gradat. S-a considerat optim amestecul granulometric cu greutatea volumetrică maximă.

Granulometria amestecurilor respective şi greutatea volumetrică corespunzătoare sînt redate în tabelele 2 şi 3 şi în diagramele din fig. 1 şi 2.

Din analiza diagramei 2 şi a datelor cuprinse în tabela 3, se desprind următoarele concluzii :

a) la toate granulaţiile analizate, greutatea volumetrică creşte odată cu creşterea cenuşii ;

b) variaţia uşoară a conţinutului de cenuşă, la fracţiunile fiecărui amestec granulometric în parte, nu au influenţat sensibil greutatea volumetrică a amestecului ;

c) la creşterea procentului de granulaţii mărunte în reţeta granulometrică (corespunzător

Tabela 2

Compoziţia granulometrică a semicocsului, pe granulaţii

Granulaţia, mm	Diametrul intermed., d_i mm	Diametrul granulei maxime D mm	Compoziţia granulometrică			
			P_{B_1} (A_i=0) %	P_{B_2} (A_i=10) %	P_{B_3} (A_i=15) %	P_{B_4} (A_i=20) %
0—2	0,2	2	31,5	38,4	41,8	45,2
	0,5	2	50,0	55,0	57,5	60,0
	1,0	2	70,5	73,4	74,9	76,4
	2,0	2	100,0	100,0	100,0	100,0
0—3	0,5	3	40,0	46,0	49,7	52,6
	1,0	3	57,5	61,8	63,9	66,0
	2,0	3	81,5	83,4	84,0	85,0
	3,0	3	100,0	100,0	100,0	100,0
0—5	0,5	5	31,5	38,4	41,8	45,2
	1,0	5	45,0	50,5	53,3	56,0
	3,0	5	77,5	79,8	80,9	82,0
	5,0	5	100,0	100,0	100,0	100,0

Tabela 3

Greutatea volumetrică a semicocsului la diferite compoziţii granulometrice

Granulaţia, mm	Cenuşa semicocsului $A_{105}{}^0$ %	Greutatea volumetrică a reţetelor (în g/dm³)			
		P_{B_1}	P_{B_2}	P_{B_3}	P_{B_4}
1	2	3	4	5	6
0—2	14,6	739	768	838	740
	28,2	833	847	851	840
	42,4	851	909	952	925
0—3	14,6	689	701	709	701
	28,2	769	787	816	754
	42,4	800	833	909	869
0—5	14,6	689	704	697	692
	28,2	724	781	769	764
	42,4	833	869	851	850

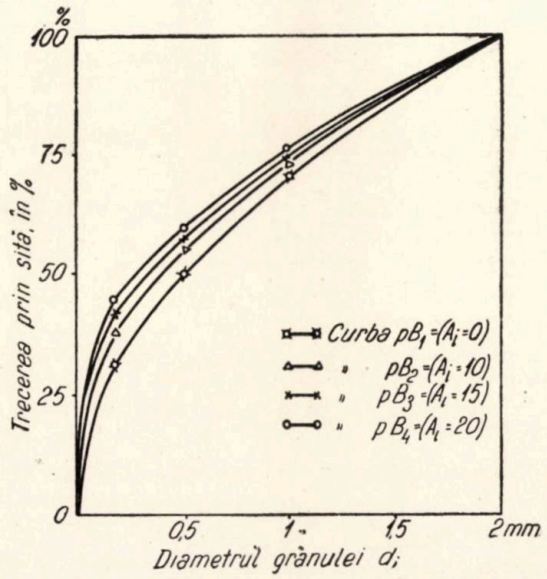


Fig. 1. Variaţia granulometriei semicocsului de granulaţie 0—2 mm, în funcţie de variaţia factorului A_i.

creşterii lui A_f de la zero pînă la 20), greutatea volumetrică atinge un maxim la $A_f = 15$ în cazul granulaţiilor 0—2 şi 0—3 mm şi la $A_f = 10$, pentru granulaţia 0—5 mm. Aceste

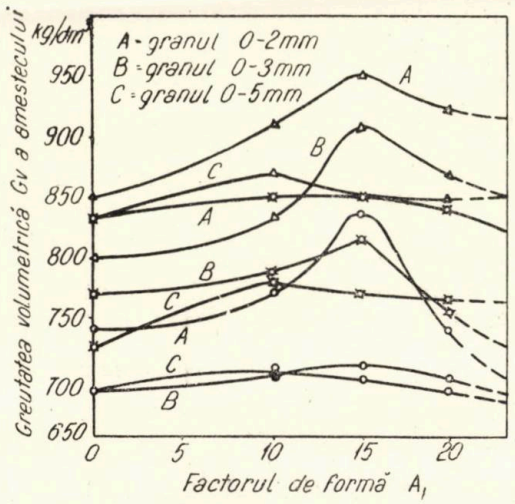


Fig. 2. Variaţia greutăţii volumetrice a compoziţiilor granulometrice de semicocs, în funcţie de variaţia factorului A_f

○ —— ○ cenuşa semicocsului $A_{105}^{Sx} = 14{,}6\%$

□ —— □ cenuşa semicocsului $A_{105}^{Sx} = 28{,}2\%$

△ —— △ cenuşa semicocsului $A_{105}^{Sx} = 42{,}4\%$

compoziţii granulometrice cu greutate volumetrică maximă, considerate optime, au fost luate apoi în şarjele de brichetare.

3. *Determinarea necesarului de liant, pentru brichetare.* Stabilirea necesarului de smoală pentru brichetarea semicocsului, s-a făcut astfel: s-a determinat greutatea volumetrică a amestecului granulometric uscat, în condiţii de presiune de 200 kg/cm² — corespunzătoare regimului de presiune la brichetarea ulterioară — şi s-a calculat volumul golurilor (inclusiv pori şi capilare) ce urmează a fi umplute, în condiţii ideale, de liant.

S-au obţinut datele redate în tabela 4.

Tabela 4

Stabilirea necesarului de liant, pentru granul. 0—2 mm

Elementele de calcul	Natura semicocsului		
	din blocuri *B*	din amestec *(B+M)*	din mărunţi *(M)*
Greutatea volumetrică, G_v	1,13	1,23	1,27
Greut. specifică reală, γ_c^r	1,75	1,76	1,79
Vol. golurilor*), V în %	35,3	30,0	29,0
Greutatea specifică a liantului γ_{sm}	1,23	1,23	1,23
Necesar de liant**), y în %	28,0	23,0	22,0

*) Volumul golurilor s-a calculat cu ajutorul formulei:

$$V\% = \left(1 - \frac{G_v}{\gamma_c^r}\right) \cdot 100$$

**) Necesarul de liant s-a calculat cu ajutorul formulei:

$$y = \frac{V \cdot \gamma_{sm}}{100\ G_v + V \cdot \gamma_{sm}}$$

Metoda de calcul a necesarului de liant pentru brichetare, aplicată mai sus, presupune o umplere ideală şi dă valori mai ridicate decît cele reale. Ea poate fi considerată totuşi orientativă pentru limita superioară a necesarului de liant.

4. *Brichetarea semicocsului de lignit cu smoală.* S-au brichetat, în trei tranşe succesive, cu procente descrescînde de liant, reţetele granulometrice optime — cu greutatea volumetrică maximă — din fiecare tip de semicocs *(B, B+M, M)* şi pentru fiecare granulaţie în parte (0—2, 0—3, 0—5 mm). Procentele de liant pentru fiecare granulaţie au fost stabilite arbitrar, menţinînd limita superioară găsită prin calcul.

Astfel s-a luat:

pentru granulaţia 0—2 mm	28%	26%	24%	liant
„ „ 0—3 „	24%	22%	20%	„
„ „ 0—5 „	22%	20%	18%	„

Malaxarea amestecului semicocs-liant s-a făcut pe baie de nisip la 100°C şi brichetarea la o presă hidraulică de laborator la 200 kg/cm², în matriţe cilindrice, cu Ø = 4 cm.

Brichetele au fost lăsate să se răcească 24 ore, după care s-au făcut determinările de rezistenţă şi analiza chimico-tehnică.

5. *Caracteristicile chimico-tehnice ale brichetelor de semicocs cu smoală.* La brichetele de semicocs cu smoală (executate conform punctului 4 de mai sus), s-au determinat următoarele caracteristici chimico-tehnice:

— conţinutul de cenuşă, A_{105}, în %
— materiile volatile, V, în %
— greutatea volumetrică, G_v, în g/cm³
— puterea calorifică inferioară, H_i, în kcal/kg.

S-au determinat de asemenea şi următoarele caracteristici fizico-mecanice ale brichetelor:

— rezistenţa de rupere, R_r, în kg/cm²
— îmbibaţia la apă, W_{imb}, în %
— rezistenţa la ardere, R_a.

Caracteristicile chimico-tehnice şi fizico-mecanice ale brichetelor sînt redate în tabela 5.

E. Analiza relaţiei dintre conţinutul de cenuşă al semicocsului şi necesarul de liant pentru brichetare

1. *Alegerea parametrilor de referinţă.* Conţinutul de cenuşă din semicocsul de lignit şi adaosul de liant la brichetarea acestuia cu smoală apar — la prima vedere — ca două variabile independente, fără nici o legătură între ele. Într-adevăr, atît conţinutul de cenuşă din semicocs — prin selecţionarea materiei prime sau prin epurare — cît şi adaosul de smoală pentru brichetare, pot fi variate în mod independent

Tabela 5

Caracteristici chimico-tehnice şi fizico-mecanice ale brichetelor de semicocs cu smoală

Granulaţia semicocsului, mm	Adaos liant, %	Natura semicocsului	Caracteristici chimico-tehnice				Caracteristici fizico-mecanice		
			A_{105} %	V %	G_U g/cm³	H_i *) kcal/kg	R_r kg/cm²	W_{imb}, (după 6 ore)	R_a
0—2	28	B	10,4	27,3	1,085	—	21,5	5,1	f. bună
		$B+M$	23,3	25,4	1,270	—	17,7	6,3	„
		M	36,1	23,4	1,438	—	15,6	7,6	„
	26	B	10,6	26,5	1,074	—	20,0	5,4	„
		$B+M$	23,5	24,3	1,267	—	16,0	6,4	„
		M	35,4	22,5	1,420	—	13,9	7,7	„
	24	B	11,0	25,7	1,065	7350	18,3	5,6	„
		$B+M$	23,9	23,8	1,265	5850	14,4	6,6	„
		M	36,7	24,6	1,412	4940	12,5	7,7	bună
0—3	24	B	10,7	25,8	1,062	—	17,6	5,3	f. bună
		$B+M$	22,8	24,0	1,264	—	14,8	6,6	„
		M	37,0	24,5	1,410	—	11,9	7,7	„
	22	B	11,1	25,0	1,058	6890	16,3	5,5	„
		$B+M$	22,6	23,1	1,260	5570	13,4	7,6	„
		M	36,8	20,7	1,407	4350	10,2	7,7	f. bună
	20	B	11,3	24,3	1,053	—	14,4	5,6	f. bună
		$B+M$	22,1	22,2	1,259	—	12,3	6,7	„
		M	36,4	19,9	1,404	—	9,4	7,8	bună
0—5	22	B	10,8	25,2	1,057	—	15,2	5,5	bună
		$B+M$	22,8	23,0	1,261	—	12,9	6,6	„
		M	36,8	20,8	1,406	—	8,9	7,8	bună
	20	B	11,0	24,2	1,042	6830	12,9	5,7	f. bună
		$B+M$	22,6	22,2	1,260	5430	11,8	6,7	„
		M	36,6	19,9	1,405	4630	8,9	7,9	bună
	18	B	11,3	23,3	1,032	—	12,8	5,8	f. bună
		$B+M$	22,0	21,3	1,256	—	10,5	6,7	bună
		M	36,3	18,2	1,401	—	7,6	7,9	bună

*) H_i s-a determinat numai pentru brichetele bune, cu procent minim de liant.

de către tehnologul industriei de brichetare. Şi, bineînţeles, că pentru obţinerea unui produs cît mai economic şi cît mai bun, se va tinde la reducerea la un nivel cît mai scoborît a ambilor parametri.

Practica industriei de brichetare a cărbunilor cu lianţi, a arătat însă că, în genere, un adaos minim de liant, găsit satisfăcător la un anumit nivel de cenuşă în semicocs sau cărbune, devine insuficient la alte nivele, mai ridicate de cenuşă.

Corelaţia dintre aceşti doi factori variabili reiese cu atît mai clar, dacă-i raportăm la un al treilea parametru menţinut constant, considerat etalon, ca de exemplu: rezistenţa mecanică la rupere sau la compresiune, puterea calorifică, greutatea specifică, etc.

Din toţi aceşti parametri etalon, trebuie luaţi în considerare în primul rînd rezistenţa mecanică a brichetelor şi puterea calorifică a acestora. Obţinerea unei rezistenţe mecanice satisfăcătoare a brichetelor şi obţinerea unei puteri calorifice cît mai ridicate la un preţ de cost cît mai convenabil pe unitatea calorică utilă sînt necesităţi inerente şi acute, atît din punct de vedere tehnologic cît şi economic. În lucrarea de faţă se va lua ca parametru de referinţă, rezistenţa mecanică a brichetelor.

2. *Rezistenţa mecanică a brichetelor de semicocs cu smoală.* Rezistenţa mecanică a brichetelor, deşi considerată în cele ce urmează ca factor de referinţă, nu este totuşi un parametru independent. Ea este o variabilă ce depinde în primul rînd de adaosul de liant şi conţinutul de cenuşă din semicocs precum şi de celelalte condiţii tehnologice de brichetare.

Astfel, din datele prezentate în tabela 5 reiese clar variaţia rezistenţei mecanice la rupere, a brichetelor, în funcţie de variaţia conţinutului de cenuşă din semicocs şi a adaosului de liant.

Datele din tabela 5 sînt reprezentate grafic în diagramele din fig. 3 şi 4.

În diagramele din fig. 3 şi 4, punctele găsite experimental au fost unite prin curbele trasate plin; ele au fost apoi extrapolate în continuare — punctat — în limitele intervalului de cenuşă 10—50% şi ale unui adaos de liant 16—30%.

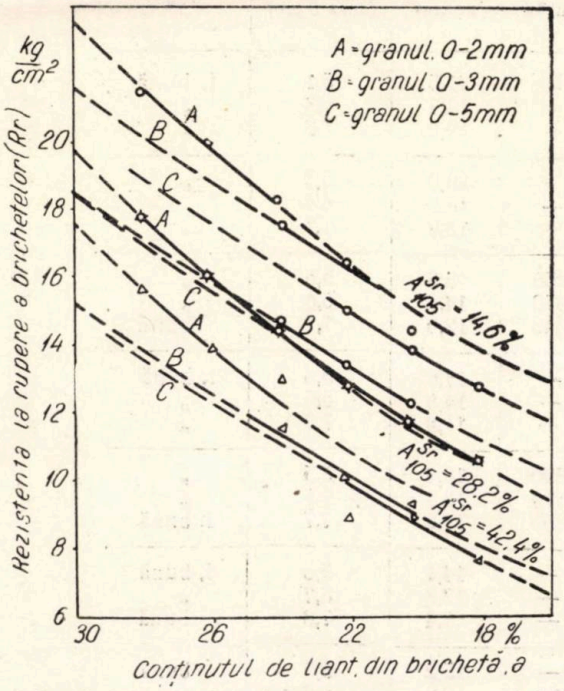


Fig. 3. Variaţia rezistenţei mecanice, R_r a brichetelor de semicocs cu smoală, în funcţie de variaţia adaosului de liant la brichetare.

Luînd din diagramele 3 şi 4, ca factor de referinţă, rezistenţa mecanică la rupere, R_r, a brichetelor, s-a redat în diagrama din fig. 3, relaţia dintre conţinutul de cenuşă din semicocs, A^{Sx}_{105} şi adaosul de liant a, necesar pentru brichetare, la diferite nivele ale lui R_r.

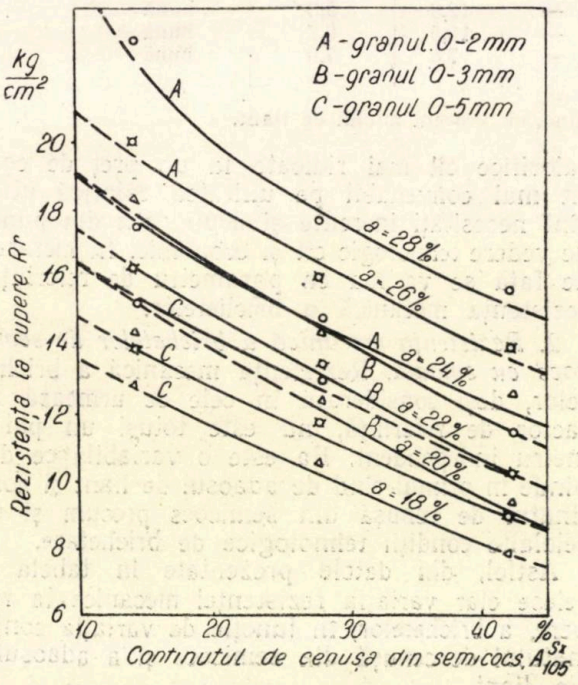


Fig. 4. Variaţia rezistenţei mecanice, R_r a brichetelor de semicocs cu smoală, în funcţie de variaţia conţinutului de cenuşă din semicocs.

Din analiza datelor prezentate în tabela 5 şi în diagramele din fig. 3, 4 şi 5, se desprind următoarele concluzii:

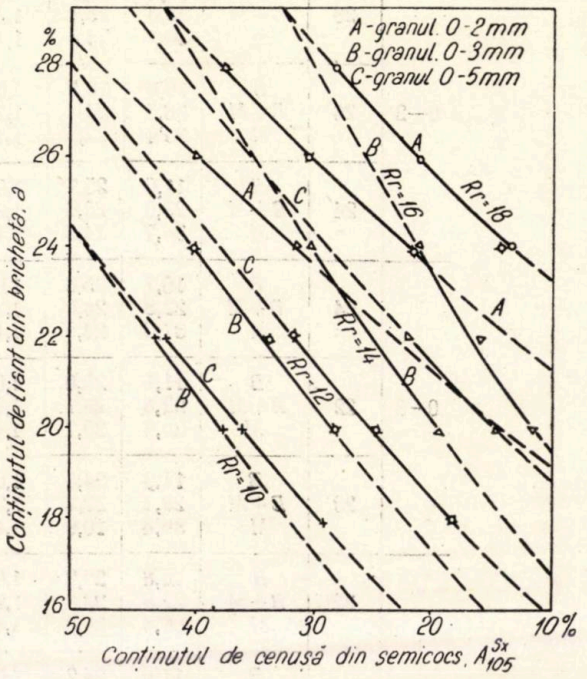


Fig. 5. Variaţia adaosului de liant la brichetarea semicocsului de lignit în funcţie de creşterea conţinutului de cenuşă din semicocs.

a) La brichetarea semicocsului de lignit cu smoală, la scăderea adaosului de liant folosit pentru brichetare — toţi ceilalţi parametri menţinîndu-se constanţi — rezistenţa la rupere, R_r, a brichetelor scade aproape liniar în limitele intervalului analizat în lucrare (vezi diagr. din fig. 3).

b) Pentru cazul analizat în lucrare, raţia scăderii rezistenţei mecanice a brichetei, $\frac{dR_r}{da}$, la reducerea procentului de liant cu 1%, este în medie:

$$\frac{dR_r}{da} = +0{,}7 \text{ kg/cm}^2$$

c) La reducerea conţinutului de cenuşă din semicocsul de lignit, utilizat pentru brichetare — toţi ceilalţi parametri rămînînd constanţi — rezistenţa mecanică la rupere, R_r, a brichetei creşte aproape liniar, în limitele intervalului analizat. Raţia medie a creşterii rezistenţei la rupere este în acest caz:

$$\frac{dR_r^{*)}}{dA_{105}^{Sx}} = -0{,}22 \text{ kg/cm}^2$$

d) Pentru a obține brichete cu rezistență mecanică satisfăcătoare și constantă din semicocs de lignit cu smoală — în condițiile tehnologice arătate în studiu: granulometrie, presiune, etc. — în cazul creșterii conținutului de cenușă din semicocs, trebuie mărit în mod corespunzător adaosul procentual de smoală, folosit pentru brichetare. Rația creșterii adaosului de liant, la creșterea cu 1% a conținutului de cenușă din semicocs — în intervalul analizat — este în medie;

$$\frac{da}{dA_{105}^{Sx}} = \frac{0{,}22}{0{,}70} = 0{,}3\ \%/\%$$

e) La cele trei granulații analizate în lucrare — 0—2, 0—3 și 0—5 mm — în intervalul menționat, curbele de variație ale rezistenței la rupere — în funcție de parametrii considerați: a și A_{105}^{Sx} — sînt apropiate și asemănătoare ca alură. Din această cauză, valorile medii exprimate prin relațiile (1), (2) și (3) pot fi considerate valabile și aplicabile pentru toate cazurile similare în intervalul granulometric respectiv.

Observație: Studiul variației celorlalți factori de referință — putere calorifică, greutate volumetrică, porozitate, etc. — în funcție de variația factorilor A și a — va fi prezentat într-un alt articol.

*) Pentru expresiile $\frac{dR_r}{da}$ și $\frac{dR_r}{dA_{105}^{Sx}}$ s-au luat semnele + au — după cum variația procentului de liant, respectiv de cenușă și cea a rezistenței la rupere a brichetei sînt de același sens sau de sens contrar.

Bibliografie

[1] *Pîrjol M.*: Căile de reducere a prețului de cost în industria cărbunelui, Prob. Econ. nr. 10 oct. 1956, pag. 12—20.

[2] *Seidenschnur F.*: Verwertung bzw. Verwertungsmöglichhkeiten von Braunkohlenkoks, „Braunkohle", 24, 1925/26, p. 1033.

[3] *Kegel K.*: Die Herstellung von Briketts aus Braunkohlen-Schwelkoks, „Braunkohle" 30, 1931, p. 47—50.

[4] *Behrisch C.*: Die Herstellung brikettierfähiger Kokse aus Braunkohle, „Kali, Erz urnd Kohle" 24, 1927, p. 61.

[5] *Menzel H.*: Die technischen Grundlagen der Brikettierunrg von nach Freiberger Spülgasverfahren erhaltenem Braunkohlenkoks, „Kohle, Koks, Teer" 28, Halle, 1931.

[6] *Jäppelt A.*: Capitolul „Brikettierung mit Bindemitteln", in vol. K. Kegel, Brikettierung der Braunkohle, Halle, 1948, p. 630—666.

[7] *Rammler E., Knopfe E., Kaltofen* E.: Versuche über Braunkohlenschwelkoks mit Viskose als Bindemittel, „Freiberger Forschungshefte", nr. 7, 1952, p. 119—127.

[8] *Hock H.*: Die Erzeugung hochwertiger Kokse aus Braunkohle, Niederschrift des Ausschusses für Verschwelung und Vergasung, Halle, 1940, mai.

[9] *Baum K.*: Die Herstellung von metalurgischem Koks, ein neuer Weg zur termischen Veredelung der Braunkohle. Niederschrift des Ausschusses für Verschwelung und Vergasung, Halle, 1940, ian.

[10] *Thau A.*: Brernnstoffschwelung Bd. I, Halle, 1949, p. 162—164.

[11] *Dănăilă N. și Blum I.*: Sur l'utilisation rationelle des lignites roumains I-ere com., „Bulletin de chemie pure et apliquée. Soc. roum. Sciences, București XXVIII, nr. 1—6 (1926).

[12] *Dănăilă N.* și *Mavrodi-Cornea J.*: Die Destillation der rumänischen fossilen Kohlen bei tiefen Temperaturern und vermindertem Druck., „Bull. de Chem. pure et apliquée" Soc. roum. Sciences, București XXXVIII, (1935—36), nr. 1—6.

[13] *Blum I.*: Sur l'utilisation rationelle des lignites roumains (II-ème com.), Bull. de Chim. pure et apliquée., Soc. roum. Sci., București XXIX (1926) nr. 4—6.

[14] *Beliaev I.*: Metalurgia lehkih metallov, Metallurgizdat, 1944, p. 221.

Deosebirea dintre acțiunea refulantă și aspirantă a unei stații de aeraj și calculul depresiunii din mină, pe baza puterii ei de acționare *)

Conf. ing. N. Brădeanu

Pentru executarea în mod normal a tuturor lucrărilor miniere, prima condiție care se pune este introducerea aerului proaspăt în mină și evacuarea aerului viciat, pentru ca oamenilor să li se asigure condiții normale de lucru, cît și mașinilor pentru funcționare. Această împrospătare de aer se face în unele cazuri pe baza tirajului natural, dar de cele mai multe ori, și mai ales în cazul minelor de cărbuni, se face artificial, cu ajutorul ventilatoarelor.

Împrospătarea aceasta a aerului din mină cu ajutorul ventilatoarelor se poate face prin aspirarea aerului proaspăt din atmosferă de către ventilator și refularea lui în mină — în acest caz stația de ventilatoare are un caracter refulant — sau ventilatorul aspiră aerul viciat din mină, iar aerul proaspăt intră printr-un puț sau altă lucrare minieră pe baza depresiunii create de ventilator, stația de ventilatoare lucrînd în cazul acesta aspirant.

Desigur că acțiunea refulantă sau aspirantă a stației de ventilatoare este impusă de caracterul minei; de exemplu, în cazul minelor cu metan se impune aerajul aspirant, deoarece în cazul acțiunii refulante, datorită presiunii create de ventilator, metanul se degajă mai greu sau de loc, iar în cazul opririi ventilatorului s-ar crea o depresiune bruscă în mină, ceea ce ar duce la emanații mai puternice de metan și ar periclita siguranța oamenilor și a lucrărilor din mină. Sînt apoi și alți factori din mină care pledează pentru un aeraj aspirant sau refulant, de care însă nu ne vom ocupa. În cele ce urmează vom căuta să arătăm avantajele pe care le oferă o stație de ventilatoare cu acțiune refulantă sau aspirantă, indiferent pe care din aceste două stații le cere mina.

Pentru aceasta să considerăm că, în aceleași condiții, la o mină ar lucra un ventilator refulant și după aceea aspirant. Fiind vorba de același ventilator, caracteristicile sale sînt aceleași. Să examinăm cantitatea de aer, temperatura aerului și lucrul mecanic consumat de ventilator în cele două situații în care ar fi pus.

Să presupunem un ventilator care ar funcționa la o stație de ventilație avînd un debit de 3 000 m³/min și ar crea o presiune sau o depresiune de 200 mm col. de apă, presiunea aerului atmosferic fiind 735 mm col. mercur = 10 000 mm col. apă, iar temperatura de 9°C.

Lucrînd refulant, aerul va intra în mină cu presiunea de 10 000 + 200 = 10 200 mm col. apă.

Greutatea specifică a aerului refulat γ_r va fi:

$$\gamma_r = \frac{P+h}{RT} = \frac{10\,200}{29{,}27 \cdot 282} = \frac{10\,200}{8\,250} = 1{,}236 \text{ kg/m}^3,$$

presupunînd că temperatura ar rămîne constantă; de fapt ea crește, însă, cu o cantitate mică.

Cantitatea de aer, în kg/h refulată de ventilator ar fi:

$$Q_r = 60 \cdot 3000\, \gamma_r = 60 \cdot 3000 \cdot 1{,}236 = 222\,200 \text{ kg/h}.$$

Același ventilator, lucrînd aspirant, ar crea o depresiune de 200 mm col. apă, bineînțeles presupunînd aceleași condiții ca mai sus.

În cazul acesta, înaintea ventilatorului aerul va avea o presiune de 10 000 — 200 = 9 800 mm col. apă.

Greutatea specifică a aerului aspirat γ_a va fi:

$$\gamma_a = \frac{P-h}{RT} = \frac{9800}{29{,}27 \cdot 282} = 1{,}190 \text{ kg/m}^3 \; (P = 1 \text{ at} = 10000 \text{ kg/m}^2).$$

În acest caz, debitul aspirat de ventilator în decurs de o oră va fi:

$$Q_a = 60 \cdot 3000\, \gamma_a = 60 \cdot 3000 \cdot 1{,}19 = 214\,100 \text{ kg/h}.$$

Comparînd debitul rezultat din acțiunea refulantă a ventilatorului cu cel rezultat din acțiunea aspirantă a ventilatorului, obținem:

$$\frac{Q_r}{Q_a} = \frac{222\,200}{214\,100} = 1{,}039,$$

adică debitul este mai mare cu 3,9% în cazul acțiunii refulante ca în cazul acțiunii aspirante.

*) Se supune discuției (N.R.).

Același rezultat îl obțineam dacă făceam raportul $\frac{\gamma_r}{\gamma_a}$, factorul 60·3000 fiind același, adică debitul ventilatorului în acțiunea sa refulantă sau aspirantă este influențat de greutatea specifică a aerului, iar din relația generală $\gamma = \frac{P}{RT}$ se poate trage concluzia că cu cît presiunea sau depresiunea creată de ventilator este mai mare, cu atît contrastul dintre debitul ventilatorului la acțiunea refulantă și aspirantă este mai mare.

Astfel, dacă același ventilator ar fi creat o presiune sau o depresiune de 300 mm col. apă atunci la acțiunea refulantă aerul ar fi avut presiunea: 10 000 + 300 = 10 300 mm col. apă, iar la acțiunea refulantă presiunea ar fi fost: 10 000 — 300 = 9 700 mm col. apă

$$\gamma_r = \frac{10300}{29{,}27 \cdot 282} = 1{,}248 \text{ kg/m}^3,$$

$$\gamma_a = \frac{9700}{29{,}27 \cdot 282} = 1{,}178 \text{ kg/m}^3,$$

iar

$$\frac{\gamma_r}{\gamma_a} = \frac{1{,}248}{1{,}178} = 1{,}060,$$

adică în acest caz debitul ventilatorului, acționînd refulant, ar fi cu 6,0% mai mare decît în cazul cînd ar acționa aspirant.

Presupunînd presiunea și temperatura aerului atmosferic constante, adică 1 ata și 9°C se poate reprezenta grafic creșterea în procente a debitului ventilatorului la acțiunea refulantă față de cea aspirantă, avînd ca axe de coordonate creșterea în procente a debitului și presiunea sau depresiunea creată de ventilator (vezi diagrama din fig. 1).

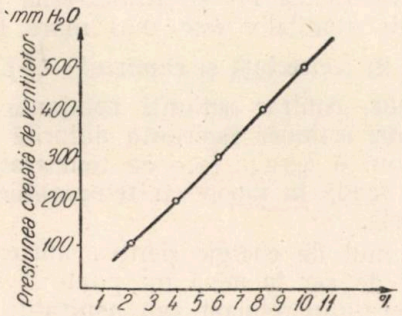


Fig. 1.

Pentru a exprima raportul dintre debite în volum este necesar să determinăm greutatea specifică și a aerului atmosferic cu presiunea de 1 ata și temperatura de 9°C.

Conform relației generale amintite,

$$\gamma = \frac{10000}{29{,}27 \cdot 289} = 1{,}212 \text{ kg/m}^3.$$

Revenind la cazul stației de ventilatoare amintite cu debit de 3 000 m³/mm și presiune de 200 mm col. apă, aerul cu greutatea specifică γ_r, redus la aerul atmosferic în volum va fi:

$$\frac{\gamma}{\gamma_r} = \frac{1000}{x} \text{ sau } \frac{1{,}212}{1{,}248} = \frac{1000}{x}$$

de unde

$$x = \frac{1000 \cdot 1{,}248}{1{,}212} = 1030 \text{ l.}$$

Deci, considerînd aerul refulat, 1 m³ echivalează cu 1030 l sau 1,030 m³ de aer atmosferic.

Reducînd la aerul atmosferic și aerul în cazul acțiunii aspirante a ventilatorului după același procedeu, vom obține:

$$\frac{\gamma}{\gamma_a} = \frac{1000}{x'}; \quad x' = \frac{1000 \cdot 1{,}178}{1{,}212}$$

$$Q_i \approx 971 \text{ l.}$$

În cazul că ventilatorul lucrează aspirant, un m³ de aer aspirat nu este decît 971 l sau 0,971 m³ de aer atmosferic.

Așadar, luînd ca etalon de comparare aerul atmosferic, în cazul ventilatorului nostru, acesta lucrînd refulant, va livra minei în loc de 1 000 l aer atmosferic 1 030 l, iar lucrînd aspirant, în loc de 1 000 l va livra minei numai 971 l. Între cele două feluri de acțiuni ale ventilatorului există o diferență de 59 l la un m³.

Luîndu-se în considerare debitul total al ventilatorului, în cazul acțiunii sale refulante, debitul său va fi mai mare cu 3 000 × 0,039 = 177 m³/min, decît în cazul acțiunii sale aspirante.

Cantitatea de aer mai mare pe care o poate debita ventilatorul în mină, acționînd refulant, are avantajul că dă mai mult oxigen oamenilor în mină, iar pe de altă parte scoate din mină o cantitate mai mare de umezeală, ceea ce este foarte important pentru sănătatea oamenilor, adică reduce mai intens umiditatea relativă a aerului din mină.

Se poate ușor întîmpla ca în minele cu umiditate mare și aeraj aspirant, aerul să fie saturat cu vapori de apă prea devreme, fără să poată reduce umiditatea relativă a minei la cea normală; în acest caz este de preferat aerajul refulant, care, debitînd o cantitate mai mare de aer, va putea antrena cu sine o cantitate de vapori de apă mai mare, fără să ajungă așa de ușor la gradul de saturație ca aerul aspirat din mină. Desigur că umiditatea minei nu este factorul cel mai important care să decidă asupra caracterului pe care trebuie să-l aibă aerajul, dar pot fi factori de lucru în mină unde acest lucru poate fi avut în vedere, sau mine unde ceilalți factori nu cer în mod special aeraj aspirant, așa cum este cazul celor mai multe mine metalifere, la care aerajul este artificial.

Același lucru se poate spune și despre gazele vătămătoare: aerul refulat poate dilua mai intens procentul de gaze toxice, fiind în cantitate mai mare decît aerul aspirat. Literatura de specialitate indică acest lucru, pe bază de ex-

perienţe practice, ceea ce, de altfel, s-a văzut că se poate demonstra prin calcule.

Un alt aspect sub care am spus că se va studia staţia de ventilatoare lucrînd refulant sau aspirant este acela al creşterii sau scăderii de temperatură în mină.

Creşterea sau scăderea temperaturii aerului în mină are mare importanţă pentru toate minele, fie de cărbuni, fie metalifere.

Fără a fi enumerate sau studiate toate procesele ce au loc în mină, este suficient să amintim că pătrunderea aerului la frontul de lucru într-o mină de cărbuni, pe lîngă acţiunea de răcire a cărbunelui din front mai are şi o acţiune de oxidare a lui şi, conform proceselor chimice care au loc, această oxidare produce căldură. Aşa cum s-a văzut mai înainte, prin acţiunea refulantă se trimite în mină o cantitate mai mare de aer decît în cazul acţiunii aspirante, admiţînd că ventilatorul ar lucra în aceleaşi condiţii şi, în consecinţă, procesul de oxidare a cărbunelui fiind mai intens, deci la frontul de lucru temperatura va creşte, la fel ca şi tendinţa de autoaprindere a cărbunelui.

Mai rămîne de cercetat dacă nu cumva însăşi acţiunea refulantă a ventilatorului nu ridică temperatura aerului în raport cu acţiunea aspirantă.

Pentru aceasta ne reîntoarcem la staţia menţionată de 3 000 m³/min, creînd o presiune sau depresiune de 200 mm col. apă şi să considerăm aceeaşi stare a aerului atmosferic: presiunea 735 mm col. Hg şi temperatura $t=9^0$C (temperatura medie anuală în Valea Jiului). Este cunoscută din termodinamică relaţia:

$$\frac{T_2}{T_1} = \left(\frac{P_2}{P_1}\right)^{\frac{K-1}{K}}$$

unde indicele 1 indică starea iniţială şi indicele 2, starea finală, admiţînd că transformarea stării aerului s-ar face adiabatic, transformare care în cazul ventilatoarelor este cea mai aproape de realitate.

In cazul nostru, $T_1 = 273 + t_1 = 273 + 9 = 282^0$K; $P_1 = 10000$ kg/m² = 10000 mm col. apă; $P_2 = 10000 + 200 = 10\,200$ mm col. apă = 10 200 kg/m²; $K = 1{,}4$, iar temperatura T_2 trebuie calculată

$$T_2 = T_1\left(\frac{P_2}{P_1}\right)^{\frac{K-1}{K}} = 282\left(\frac{10200}{10000}\right)^{\frac{1{,}4-1}{1{,}4}}$$

$$T_2 = 282 \cdot 1{,}02^{0{,}286} = 283{,}598 = 283{,}6^0\text{K}$$

Din cauza uşoarei compresiuni pe care o suferă aerul prin acţiunea refulantă a ventilatorului, temperatura acestuia creşte faţă de temperatura atmosferică cu 1,6°C.

In realitate, creşterea temperaturii este mai mică deoarece nu are loc o transformare chiar adiabatică a aerului, adică fără schimb de căldură cu mediul înconjurător, deoarece chiar în primele momente parte din căldura de compresiune este cedată paletelor ventilatorului carcasei etc., care la rîndul lor o dau mediului înconjurător, aşa că nu poate fi vorba în acest caz de o creştere însemnată a temperaturii. Indicele K nu s-a luat politropic, adică mai mic ca 1,4, deoarece în cazul compresoarelor cu răcire el este cca. 1,3, aşa că în cazul ventilatoarelor refulante, aşa cum s-a spus, este mai aproape de 1,4.

In orice caz, creşterea temperaturii aerului prin acţiunea refulantă a ventilatorului este un factor negativ al acesteia. Mai trebuie ţinut cont şi de frecarea particulelor de aer între ele şi de pereţii lucrărilor miniere, frecări care în cazul acţiunii refulante a ventilatorului sînt mai mari, numărul particulelor de aer fiind mai mare. Aceste frecări interioare ale particulelor de aer între ele cît şi cele exterioare, adică frecările lor de pereţii lucrărilor miniere, sînt legate de asemenea de o creştere a temperaturii, însă această creştere a temperaturii este deocamdată aproape imposibil de determinat prin calcule.

In concluzie, se poate spune că acţiunea refulantă a ventilatoarelor ridică temperatura aerului, fapt de care trebuie ţinut cont îndeosebi cînd se proiectează o staţie de ventilatoare pentru minele metalifere, unde se obişnuieşte un astfel de aeraj şi mai ales la minele calde, deoarece creşterea temperaturii poate fi mai accentuată, aşa cum rezultă din relaţia amintită:

$$T_2 = T_1\left(\frac{P_2}{P_1}\right)^{\frac{K-1}{K}}$$

atunci cînd temperatura aerului atmosferic este mai mare (adică T_1) şi atunci cînd presiunea creată de ventilator este mai mare (adică P_2 mare şi în consecinţă şi raportul $\frac{P_2}{P_1}$).

Desigur, contrar acţiunii refulante a ventilatoarelor, acţiunea aspirantă datorită unei mici expansiuni a aerului face ca temperatura acestuia să scadă în raport cu temperatura aerului atmosferic.

Consumul de energie pentru antrenarea curentului de aer în mină nu poate fi acelaşi în cazul aerajului refulant sau aspirant. Pentru a putea compara consumul de energie şi într-un caz şi în altul ne servim de o relaţie generală şi anume de aceea a energiei cinetice. Este ştiut că pentru a provoca o mişcare a curentului de aer este necesară o anumită cantitate de energie cinetică şi anume, lucrul mecanic L cheltuit va fi:

$L = \frac{MV^2}{2}$, unde M este masa aerului în mişcare şi V, viteza acestuia.

Desigur, lucrul mecanic în cazul aerajului aspirant va fi altul decît în cazul aerajului re-

fulant. Să notăm cu L_1 lucrul mecanic pentru antrenarea curentului de aer în cazul aerajului aspirant, cu M_1 masa aerului în mişcare, Q_1 debitul în m³/s, p_1 presiunea în mm col. apă, γ_1 greutatea specifică în kg/m³ şi viteza v_1 în m/s.

De asemenea, pentru cazul aerajului refulant folosim aceleaşi simboluri cu indicele 2 şi anume: M_2, Q_2, p_2, γ_2 şi v_2. Atunci:

$$M_1 = \frac{Q_1 \gamma_1}{g}, \text{ iar } M_2 = \frac{Q_2 \gamma_2}{g}.$$

Lucrurile mecanice cheltuite într-un caz şi în altul, vor fi:

$$L_1 = \frac{Q_1 \gamma_1 v_1^2}{2g} \text{ şi } L_2 = \frac{Q_2 \gamma_2 v_2^2}{2g}$$

Pentru a putea compara L_1 şi L_2 trebuie să eliminăm cel puţin două necunoscute din aceste relaţii şi cel mai bine se poate elimina din ele Q şi v (respectiv Q_1, v_1 şi Q_2, v_2).

Astfel, considerînd că în aceleaşi condiţii un ventilator ar lucra o dată aspirant şi o dată refulant şi notînd cu S secţiunea transversală a canalului ventilatorului, atunci din ecuaţia continuităţii putem deduce vitezele v_1 şi v_2 în funcţie de Q_1, Q_2 şi S şi anume:

$$v_1 = \frac{Q_1}{S} \text{ şi } v_2 = \frac{Q_2}{S};$$

introducînd acum aceste valori în expresiile lucrului mecanic, obţinem

$$L_1 = \frac{Q_1 \gamma_1}{2g} \cdot \frac{Q_1^2}{S^2} = \frac{Q_1^3 \gamma_1}{2gS^2}$$

$$L_2 = \frac{Q_1 \gamma_2}{2g} \cdot \frac{Q_2^2}{S^2} = \frac{Q_2^3 \gamma_2}{2gS^2}$$

Împărţind aceste două relaţii între ele, obţinem:

$$\frac{L_1}{L_2} = \frac{Q_1^3}{Q_2^3} \cdot \frac{\gamma_1}{\gamma_2}.$$

Am văzut că temperatura aerului în cazul aerajului aspirant sau refulant diferă foarte puţin, deci o putem considera ca fiind aceeaşi. În acest caz, după legea lui Mariotte există relaţia:

$$\frac{Q_1}{Q_2} = \frac{p_2}{p_1},$$

iar dacă luăm în considerare că greutăţile specifice sînt direct proporţionale cu presiunile. atunci în continuare există relaţia:

$$\frac{Q_1}{Q_2} = \frac{p_2}{p_1} = \frac{\gamma_2}{\gamma_1}$$

au din această relaţie obţinem:

$$\frac{Q_1^3}{Q_2^3} = \frac{\gamma_2^3}{\gamma_1^3},$$

iar acum:

$$\frac{L_1}{L_2} = \frac{\gamma_2^3}{\gamma_1^3} \cdot \frac{\gamma_1}{\gamma_2} = \frac{\gamma_2^2}{\gamma_1^2} = \frac{p_2^2}{p_1^2} = \left(\frac{p_2}{p_1}\right)^2.$$

Deoarece $p_2 > p_1$ (p_2 fiind presiunea în cazul acţiunii refulante a ventilatorului) înseamnă că $L_1 > L_2$, adică lucrul mecanic teoretic consumat de ventilator cînd lucrează aspirant este mai mare decît acela pe care-l consumă lucrînd refulant şi anume este proporţional cu pătratul raportului dintre presiunea în cazul acţiunii refulante şi cea aspirante. Din relaţia de mai sus se vede că, cu cît compresiunea, respectiv depresiunea aerului este mai mare, cu atît şi diferenţa dintre lucrul mecanic teoretic consumat de ventilator în cazul acţiunii aspirante este mai mare decît în cazul acţiunii refulante.

Dacă considerăm cazul anterior pe care l-am mai studiat, cînd se cerea o presiune sau depresiune de 200 mm col. apă, atunci:

$p_2 = 10200$ mm col. apă,
$p_1 = 9800$ mm col. apă,

$$\frac{L_1}{L_2} = \left(\frac{10200}{9800}\right) = (1{,}041)^2 = 1{,}083,$$

adică lucrul mecanic de acţionare este cu 8,30% mai mare în cazul aerajului aspirant faţă de cel refulant.

La prima vedere acest lucru ar părea paradoxal, dar demonstrat teoretic acest lucru poate fi dovedit mai îndeaproape, luînd ca bază exemplul nostru.

Debitul pe secundă al ventilatorului nostru va fi $\frac{3000}{60} = 50$ m³/s. Presiunea sau depresiunea = 200 mm col. apă.

Conform relaţiei lui Mariotte, se poate scrie:

$$\frac{Q_1}{Q_2} = \frac{p_2}{p_1} \text{ sau } \frac{50}{Q_2} = \frac{10200}{9800},$$

$$Q_2 = \frac{50 \cdot 9800}{10200} = 48{,}2 \text{ m}^3/\text{s}$$

adică acţionînd refulant cu o presiune de 200 mm col. apă, debitul ventilatorului cu 48,2 m³/s este echivalent cu 50 m³/s acţionînd aspirant.

Greutatea specifică a aerului aspirat şi refulat

$$\gamma_a = \gamma_1 = 1{,}19 \text{ iar } \gamma_r = \gamma_2 = 1{,}236$$

aşa cum a fost calculat.

Considerînd iarăşi S secţiunea canalului ventilatorului, se obţine

$$L_1 = \frac{M_1 v_1^2}{2} = \frac{Q_1 \gamma_1}{2g}\left(\frac{Q_1}{S}\right)^2 = \frac{50 \cdot 1{,}19}{2g} \cdot \left(\frac{50}{S}\right)^2$$

$$L_2 = \frac{M_2 v_2}{2} = \frac{Q_2 \gamma_2}{2g}\left(\frac{Q_2}{S}\right)^2 = \frac{48{,}2 \cdot 1{,}236}{2g}\left(\frac{48{,}2}{S}\right)^2$$

$$\frac{L_1}{L_2} = \frac{50^3 \cdot 1{,}19}{48{,}2^3 \cdot 1{,}236} = \frac{148800}{138200} = 1{,}08,$$

adică cu cca 8% lucrul mecanic consumat teoretic de ventilator este mai mare în cazul acţionării aspirante faţă de cea refulantă.

Calculul depresiunii sau presiunii din mină pe baza puterii de acţionare a staţiei de ventilatoare

Este ştiut că puterea de acţionare a unui ventilator depinde practic de rezistenţa pe care o

are de învins în mină curentul de aer şi de cantitatea de aer pe care o refulează sau o aspiră, sau

$$L = Q \cdot h \text{ kg/s}$$

Este important să vedem cum variază depresiunea h în funcţie de lucrul mecanic produs de ventilator, pentru ca, în funcţie de acest lucru mecanic, să se poată apoi calcula depresiunea în diferite puncte ale arterei principale de aeraj.

Din punct de vedere practic, acest lucru este important deoarece, aşa cum se ştie, la fiecare staţie de ventilatoare se lasă o rezervă de 20—25% care să poată fi folosită în caz că este nevoie de o cantitate de aer mai mare, sau în caz că orificiul echivalent al minei se schimbă, respectiv se micşorează.

O dată cu creşterea lucrului mecanic dat de ventilator creşte şi viteza aerului aspirat sau refulat şi, ca urmare a creşterii vitezei, creşte şi depresiunea.

Pentru a putea calcula depresiunea pe artera principală de aeraj să ne imaginăm cazul cel mai simplu, că un ventilator ar fi instalat la gura unei galerii de coastă. Aşa cum am văzut, lucrul mecanic de acţionare a ventilatorului este $L = h.Q$ kg/s unde Q este debit în m³/s, iar h — depresiunea sau presiunea în mm col. apă, respectiv kg/m².

Deoarece după ecuaţia continuităţii $Q = S.V$, unde S este suprafaţa sect-galeriei în m², iar v — viteza aerului prin galerie în m/s se mai poate scrie că : $L = h.S.v$, iar depresiunea h se poate determina din relaţia cunoscută :

$$h = \sqrt{\alpha \frac{l \cdot P \cdot v^2}{S}}; \quad v = \sqrt{\frac{h \cdot S}{\alpha \cdot P \cdot l}}$$

unde :

l este lungimea galeriei ;

P — perimetru ;

α — coeficient de corecţie, celelalte notaţii au fost deja arătate.

Înlocuind în ecuaţia lucrului mecanic pe v cu relaţia găsită, obţinem :

$$L = h \cdot S \cdot \sqrt{\frac{h \cdot S}{\alpha \cdot P \cdot l}}$$

sau

$$L = \sqrt{h^3} \sqrt{\frac{S^3}{\alpha \cdot P \cdot l}}.$$

Pentru o galerie oarecare, expresia $\sqrt{\frac{S^3}{\alpha \cdot P \cdot l}}$ este o constantă pe care să o notăm cu C_1; în acest caz : $L = C_1 \sqrt{h^3}$ sau : $L = C_1 h^{\frac{3}{2}}$ cu alte cuvinte, lucrul mecanic dat de ventilator se găseşte într-un anumit raport cu depresiunea sau presiunea h, adică se vede că o creştere a lucrului mecanic dat de ventilator aduce o creştere a depresiunii, creştere proporţională cu depresiunea la puterea 3/2.

Pentru a calcula acum depresiunea în diferitele puncte ale galeriei, la wattmetrul ventilatorului se citeşte puterea consumată, determinîndu-se apoi lucrul mecanic necesar pentru antrenarea curentului de aeraj, trebuind însă să se ţină cont de randamentul instalaţiei. Calculul se face pe baza lucrului mecanic util.

Se mai poate proceda în felul următor : se citeşte depresiunea la depresiometrul ventilatorului şi se determină, cu ajutorul anemometrului, la gura difuzorului debitul de aer aspirat de ventilator.

În felul acesta avem imediat prin calcul lucrul mecanic util al ventilatorului. Aşa putem proceda pentru determinarea practică a randamentului.

După ce cunoaştem lucrul mecanic, determinăm diferite valori ale lui C_1, pentru diferite lungimi $\left(C_1 = \sqrt{\frac{S^3}{P \cdot \alpha \cdot l}}\right)$ care este singura variabilă pentru un anumit transon de galerie. Cunoscînd pe C_1 şi pe L din relaţia $L = C_1 h^{\frac{3}{2}}$ obţinem : $h^{\frac{3}{2}} = \frac{L}{C_1}$ iar pe h îl obţinem pentru fiecare punct al galeriei pentru care a fost calculat C_1 înlocuind pe C_1 cu valoarea respectivă.

Acest calcul se poate face şi pentru un ventilator montat la gura unui puţ de aeraj, trebuind însă să se facă întîi calculele pentru canalul ventilatorului, apoi pentru puţ şi pe urmă pentru galeria principală de aeraj, deoarece acestea avînd fiecare secţiuni diferite, vitezele vor fi diferite, de asemenea coeficientul α va fi pentru fiecare lucrare minieră diferit, în funcţie de forma profilului, de materialul întrebuinţat pentru susţinere şi de executarea ei.

Calculul se face pentru fiecare lucrare minieră din aproape în aproape, aşa cum a fost mai sus pentru o galerie de coastă. În felul acesta se pot pune într-o tabelă depresiunile calculate pentru un anumit lucru mecanic al ventilatorului în diferitele staţii de aeraj ale minei, sau mai bine este ca depresiunea în diferite staţii să fie reprezentată grafic pentru ca să se poată uşor deduce depresiunea în diferite locuri între staţiile de aeraj.

Desigur, calculul depresiunii în funcţie de lucrul mecanic util dezvoltat de ventilator se poate extinde şi la ramurile secundare ale arterei de aeraj, mergîndu-se din aproape în aproape, în acest caz însă, ele devin mai greoaie.

La un ventilator căruia i s-a stabilit randamentul, se poate uşor determina lucrul mecanic util dezvoltat şi, în acest caz, este uşor să se calculeze aproximativ viteza aerului în diferite puncte ale arterei principale de aeraj, astfel :

$$L = h \cdot Q; \quad Q = S \cdot v; \quad L = S \cdot v \cdot h$$

$$h = \alpha \frac{P \cdot l \cdot v}{S}$$

deci:

$$L = S \cdot v \cdot \alpha \frac{P \cdot l \cdot v^2}{S} = \alpha \cdot P \cdot l \cdot v^3$$

$$\alpha \cdot P \cdot l = C_2$$

$$L = C_2 v^3; \quad v = \sqrt[3]{\frac{L}{C_2}};$$

și aici se pot da diferite valori lui l (în funcție de depărtarea stațiilor de aeraj de stația ventilatorului).

De asemenea, cunoscînd pe L, se poate calcula și volumul de aer care trece prin diferite stații de aeraj, în m³/s (Q):

$$L = \alpha \cdot P \cdot l \cdot v^3; \quad v = \frac{Q}{S}$$

deci:

$$L = \alpha \cdot P \cdot l \cdot \frac{Q^3}{S^3} = \frac{\alpha P l}{S^3} Q^3 = C_3 Q^3$$

$$Q = \sqrt[3]{\frac{L}{C^3}} \quad \text{unde } C^3 = \frac{\alpha \cdot P \cdot l}{S^3}.$$

Desigur, calculul volumului nu este atît de important întrucît acolo unde nu sînt ramificații el se menține constant. Depresiunea și viteza, însă, prezintă importanță mai ales dacă mina se dezvoltă și se ramifică aerajul.

Pentru ventilatoarele tubulare calculele sînt mai simple, avînd tot timpul secțiunea constantă, iar în afară de calculul arătat, în cazul ventilatoarelor tubulare, se mai poate determina depresiunea sau presiunea creată de ventilator în diferite puncte ale burlanului de aeraj pe baza relațiilor cunoscute dintre temperamentul pe lungime al burlanului și lungimea acestuia.

In concluzie, se poate spune:

1. Debitul unei stații de ventilatoare, avînd aceleași caracteristici și lucrînd în aceleași condiții, este mai mare cînd lucrează refulant, decît în cazul cînd lucrează aspirant.

2. Temperatura aerului în mină este puțin mai ridicată în cazul acțiunii refulante a stației de ventilatoare decît în cazul acțiunii aspirante. In special la minele metalifere calde este recomandabil să se țină cont de acest fapt.

3. Lucrul mecanic dezvoltat de ventilator pentru a antrena în mină același debit de aer este mai mare în cazul acțiunii aspirante, deoarece în acest caz ventilatorul va trebui cu ceva să aspire mai mult pentru echivalarea debitului său aspirat cu cel refulat, așa cum s-a văzut din exemplul practic în cadrul expunerii.

4. Este posibil ca pe artera principală de aeraj să se calculeze presiunea sau depresiunea creată de ventilator, în funcție de puterea sa de acționare.

Cronică

Concluziile comisiei de anchetă asupra cauzelor catastrofei care a avut loc la mina de cărbuni Bois de Cazier, lîngă Marcinelle, în Belgia *)

Ing. A. Buttu

In ziua de 8 august 1956, orele 8 și 10 min, la puțul St. Charles al minei Bois de Cazier, lîngă Marcinelle, bazinul carbonifer Charleroi din Belgia, a izbucnit un foc subteran la baza puțului de extracție, care a cauzat moartea prin otrăvire cu oxid de carbon a 261 mineri din 274, cîți se găseau în acel timp în subteran. La aceștia se mai adaugă încă un lucrător care a coborît imediat după izbucnirea sinistrului, așa că numărul victimelor catastrofei se ridică la 262, dintre care: 138 italieni, 95 belgieni, 6 polonezi, 6 greci, 5 germani, 5 francezi, 3 unguri, 1 englez, 1 olandez, 1 rus și 1 ucrainean.

Guvernul belgian a instituit o comisie de anchetă alcătuită din 27 persoane, în sînul căreia diferitele autorități și organizații erau reprezentate astfel:

— Autoritățile de stat belgiene: 6 membri, inclusiv președintele, vicepreședintele și secretarul comisiei.

— Autoritățile de stat italiene; 2 membri.

— Organizațiile muncitorești miniere belgiene și italiene din Belgia: 11 membri.

— Federația națională a uniunilor profesionale ale inginerilor din mine: 2 membri.

— Federația carbonieră a Belgiei: 2 membri.

*) După *„Annales des Mines de Belgique"* nr. 6, iunie 1957.

— Comisia europeană a cărbunelui şi oţelului (C.E.C.A.) : 3 membri.

— Biroul internaţional al muncii (B.I.T.) : 1 membru.

Situaţia minei (fig. 1). Mina Bois de Cazier exploatează o mică concesiune, din care cauză adîncimea de exploatare este foarte mare, orizontul cel mai afund fiind 1 035 m.

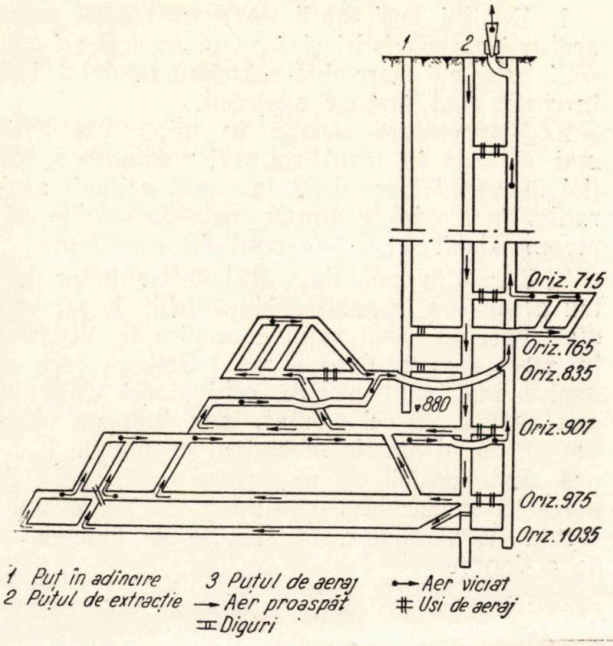


Fig. 1

Mina fiind foarte veche, tehnica trecutului se reflectă şi astăzi în unele instalaţii. Cele două puţuri gemene, care deserveau mina aveau :

— cel de extracţie şi totodată şi de intrare a aerului, un diametru de 3,16 m ;

— cel de aeraj — un diametru de 3,26 m.

Extracţia se făcea de la două orizonturi — 975 m şi 765 m — cu ajutorul unei maşini cu bobine şi cu colivii avînd opt etaje cu un vagonet pe etaj. Vagonetele erau reţinute în colivie, în sensul ieşirii, prin intermediul unui opritor care ataca roata din faţă a vagonetului.

Pentru încărcarea coliviilor, manevra la rampe se executa cu balanţe hidraulice, comandate prin ulei.

La rampa de la 976 cilindrul balanţei comunica cu rezervorul de ulei, care era montat cu 65 m mai sus — cota 907 —, printr-o ţeavă de 70 mm diametru. Mecanismul de acţionare al balanţei era montat pe o grindă metalică, care se afla la 30 cm de colivii în partea vagonetelor goale.

Pentru fiecare manevră era necesară o destindere a funiei de extracţie, care era de 12,25 m cînd platforma balanţei era la nivelul superior şi de 2,45 m cînd platforma ei se găsea la nivelul inferior. Aceasta provoca o pornire a maşinii de extracţie cu o oarecare bruscheţă.

Pentru a împiedica ca funia, cînd era destinsă, să se atingă de moaze şi ghidaje, compartimentele de extracţie erau, deasupra rampei, căptuşite cu pereţi de scînduri.

Semnalizarea era asigurată printr-un cod acustic, completat în anumite cazuri cu o înţelegere prealabilă telefonică.

Astfel, instrucţiunile prevedeau pentru schimbarea extracţiei la orizonturi un acord telefonic între cuplatorii de la 975 şi cel de la zi, în urma căruia transportul putea trece la 765. După această înţelegere telefonică, colivia de la 975 putea porni fără nici un alt semnal permisiv, afară de cazul primei curse.

Telefonul folosit în acest scop era instalat în rampa de la 975 de partea vagonetelor goale, parte în care se afla ajutorul primcuplatorului şi care, în mod obişnuit, asigura comunicarea telefonică. In cazul de faţă, este de remarcat că acesta înţelegea rău limba franceză.

Instrucţiuni verbale lăsau cuplătorilor facultatea să părăsească rampa de la 975, după un astfel de acord telefonic, ceea ce făcea ca rampa să rămînă temporar fără nici un cuplător.

Mina Bois de Cazier avea locuri de muncă desfăşurate pe patru orizonturi : 765—907—975 şi 1 035.

La orizontul 975, cele două puţuri erau legate printr-o galerie lungă de 25,70 m, care era prevăzută cu trei uşi de aeraj construite din lemn. De asemenea, grinzile armăturilor, începînd de la prima uşă de aeraj, erau de lemn.

Mina nu era propriu-zis electrificată în subteran, energia principală fiind aerul comprimat. Mina avea nevoie de curent electric în subteran pentru pompele principale şi pentru acţionarea a două ventilatoare principale subterane, unul la orizontul 975 şi altul la orizontul 835. Pentru alimentarea acestor locuri, două cabluri electrice prevăzute cu armături de plumb şi oţel erau montate în puţul de intrare a aerului, în sectorul din partea ieşirii vagonetelor goale la rampa de la 975. Cablurile nu aveau o protecţie specială nici în puţ şi nici la rampă. Ele treceau pe lîngă ţeava de ulei a balanţei la o distanţă de 10—20 cm.

Conducta de aer comprimat cobora prin acelaşi puţ, însă prin sectorul din partea plinelor.

Un puţ nou de extracţie cu diametrul de 5 m erau în adîncire, fiind deja adîncit 880 m.

Accidentul. După ce, în ziua de 8 august, după ora 7, s-au extras cele cîteva vagonete ce se găseau la orizontul 975, urma ca transportul să se facă de la orizontul 765, unde aşteptau vagonete pline. In acest scop, cuplătorul de la zi declară că s-a înţeles telefonic cu ajutorul cuplătorului de la rampa 975 şi urma ca să dea semnalul respectiv de pornire, la maşină.

După declaraţia primcuplătorului de la rampa 975, acesta se afla în acest moment la cca. 40 m de fereastră, unde făcea ordine cu un căru-

cior de lemn care-l stînjenea în lucru. Cînd a revenit la post, pentru că nu i s-ar fi adus la cunoştinţă acordul pentru mutarea transportului la orizontul 765 sau pentru că i s-ar fi dat în această privinţă o informaţie falsă, a încărcat în colivie încă un vagonet ce se mai afla în rampă.

Incărcarea însă, din cauza unui defect al opritorului din colivie, nu s-a făcut bine, vagonetul gol fiind împiedicat să părăsească complet colivia, ieşind din ea numai 35 cm. De partea opusă situaţia era aceeaşi pentru vagonetul plin.

In acest moment mecanicul maşinii de extracţie primind semnalul de pornire, colivia a pornit cu oarecare violenţă, pentru că funia avea destinderea cea mai mare, încărcarea făcîndu-se cu balanţa la nivelul superior.

Este de remarcat că la opritorul coliviei se semnalase o defecţiune în funcţionare încă de la primele curse, fapt care fusese comunicat la zi pentru a trimite mecanicii să-l repare. Cum la cursele care au urmat opritorul a funcţionat totuşi mulţumitor, transportul a continuat.

Colivia pornind brusc, vagonetul gol a izbit puternic în grinda care susţinea mecanismul balanţei, distanţa dintre grindă şi vagonetul gol rămas spînzurat de colivie fiind mai mică decît ieşise vagonetul din colivie, a rupt-o şi împingînd-o în sus a rupt şi ţeava de ulei a balanţei, a stricat armătura şi izolaţia de protecţie a cablurilor electrice şi a spart ţevile de aer comprimat.

In această situaţie, condiţiuni foarte prielnice unui foc erau create. Uleiul — 850 litri — sub o presiune de 6,5 at, fin pulverizat şi în ţîşnituri puternice, a fost aprins de arcurile electrice ce s-au produs prin scurtcircuitele din cabluri, iar aerul comprimat scăpat din ţevi alimenta focul cu oxigen.

La înteţirea focului au mai contribuit moazele şi pereţii despărţitori din puţ care erau de lemn, precum şi uleiul ce s-a răspîndit pe vatra rampei sau se adunase în canal, sau într-un rezervor ce se afla în vatra rampei în partea goalelor.

S-a cercetat întrucît aparatura de protecţie a reţelei electrice ar fi putut evita incendiul. S-a constatat că timpul de aprindere a uleiului pulverizat a fost de cîteva milisecunde, pe cînd cel mai bun aparataj de protecţie permite, în practica curentă, să se taie curentul electric într-un timp cu mult superior, cca. 70 milisecunde, aşa că aparatajul electric de protecţie n-a jucat nici un rol în producerea focului. Acesta a fost inevitabil şi a izbucnit cu o extremă violenţă.

In timpul cînd focul era în toi, ventilatorul principal de la zi era în mers, iar pe puţul de extracţie intra un debit de aer de 26,9 m³/s.

Puţul de aeraj la orizontul 975, prin efectele calorice ale focului, a fost cuprins de foc aproximativ într-o oră, galeria de legătură fiind scurtă, armată în parte în lemn şi avînd cele trei uşi de aeraj de asemenea de lemn. Focul s-a propagat în sus în puţ, fiind alimentat de moazele şi ghidajele care erau de lemn şi de rezervorul de ulei al balanţei de la orizontul 1 035 al acestui puţ, rezervor care se găsea la orizontul 975. La ora 9 şi 10 min puţul nu se mai putea deloc folosi, iar la orele 9 şi 30 min şi 10 şi 15 min funiile de extracţie s-au rupt, coliviile căzînd în puţ.

In acest timp ventilatorul de la zi s-a menţinut în mers pînă la ora 9 şi 30 min, cînd a fost oprit.

Muncitorii aflaţi în subteran, după constatările medicilor, au murit otrăviţi de monoxidul de carbon din gazele care s-au răspîndit în toată mina. Explozii de grizu sau pulbere de cărbune nu au produs accidente, cu toate că la orizonturile inferioare — 975 şi 1 035 — s-au observat în diferite locuri efectele unor explozii sau sufluri. Nu erau însă decît fenomene ulterioare, constituind consecinţe ale accidentului şi nu cauze. Rănile constatate la unele dintre victime, datorite acestor cauze sau supărilor, erau toate făcute post-mortem.

Greutăţi întîlnite în cursul lucrărilor de salvare. O serie de piedici au stat în cale în timpul operaţiilor de salvare. Cele mai importante au fost:

— Ruperea cablului telefonic concomitent cu scurtcircuitul electric.

— Fumul gros de la orizontul 1 035 a împiedicat fuga personalului.

— Cu toate că noul puţ ce se adîncea avea legături cu puţul de extracţie, acestea, din motive de securitate pentru operaţiile de adîncire, erau astupate. Au trebuit cîteva ore pentru destuparea lor ca să poată trece salvatorii.

— Maşina de extracţie a puţului de intrare a aerului era blocată, pentru că colivia, care a provocat accidentul, era legată la bobina fixă. Pînă ce s-a transformat bobina nebună în bobină fixă au trecut 12 ore. Pătrunderea în puţ s-a făcut foarte tîrziu şi aceasta numai pînă la 170 m adîncime, din cauza vaporilor de apă şi a marii temperaturi.

— La puţul de aeraj, din cauza ruperii coloanei de ţevi de aer comprimat din puţul de extracţie, presiunea a scăzut atît de mult încît a căzut greutatea frînei de siguranţă, care era alimentată cu aer de la reţea. In felul acesta şi maşina de extracţie de la acest puţ a fost blocată pînă la ora 8 şi 45 min.

— Lipsa aparatelor de salvare la mină. Centrala de salvare era la Marcinelle şi nu la mină. Această centrală a fost alarmată la ora 8 şi 35 min şi a sosit la mină la 8 şi 58 min. Pompierii de la Marcinelle şi cei de la Charleroi au sosit la ora 10 şi 30 min.

Concluzii

Comisia a adoptat prin vot unanim următoarele concluzii:

— Folosirea bobinelor (funiilor late) a condus la întrebuinţarea balanţelor la rampe, pentru care s-a adoptat ca agent motor uleiul. Canalizarea necesară nu avea o protecţie specială.

— Cablurile electrice erau aşezate în imediata vecinătate a ţevii de ulei a balanţei şi pătrundeau în rampă pe la cerime, fără să aibă nici acestea o protecţie specială.

— Sistemul de semnalizare întrebuinţat era incomplet şi permitea instrucţiuni verbale. Acest sistem expunea la riscurile unei confuzii, mai ales că interveneau în semnalizare două persoane.

— Prezenţa materialelor combustibile în galeria de legătură între cele două puţuri, care au contribuit la dezvoltarea şi propagarea incendiului.

— Pornirea intempestivă urmată de o descărcare defectuoasă a coliviei a provocat stricăciuni ţevii de ulei a balanţei, cablurilor electrice şi ţevilor de aer comprimat. Scurtcircuitul produs a aprins inevitabil uleiul fin pulverizat, focul dezvoltîndu-se extrem de violent.

— Gazele foarte toxice ale incendiului au fost aspirate în toate lucrările, provocînd moartea personalului.

— Focul a ajuns într-o oră la puţul de aeraj, care era parcurs de un puternic curent ascendent de aer, punîndu-l în foc şi scoţîndu-l foarte repede din uz, făcînd astfel să dispară a doua ieşire din mină.

Note de minoritate. În afară de aceste concluzii unii membri au depus cîte o „notă de minoritate", prin care caută să scoată mai bine în evidenţă sau să completeze unele puncte ale concluziilor.

Astfel:

Centrala sindicală a muncitorilor mineri din Belgia conchide că atari instalaţii:

— nu sînt suficiente pentru a primi o aparatură, care este în prezent necesară exploatării minelor de cărbuni;

— sînt păgubitoare din punct de vedere economic;

— nu sînt în măsură să asigure o securitate optimă personalului.

Afirmă că trebuie căutată cauza originală a catastrofei în aceste instalaţii.

Între altele, mai subliniază: ineficacitatea sistemului de semnalizare, lipsa mijloacelor de luptă contra focului, chemarea cu întîrziere a centralei de salvare şi insuficienţa centralelor proprii de salvare, întrucît a trebuit să se facă apel la centralele de la Essen şi Douai.

Şi, pentru că nu se doreşte ca naţiunea să piardă beneficiul exploatării unor atari bogăţii minerale, ultima concluzie este:

Concesiuni ca acele de la Bois de Cazier trebuie să fie condamnate şi integrate într-un complex de zăcăminte mai vaste, în măsura cerută de tehnica minieră a prezentului şi a viitorului.

Reprezentanţii italieni scot la iveală mai amplu rolul jucat de ventilatorul de la zi, rol care, de altfel, este recunoscut şi de concluziile raportului.

Acţiunea acestui ventilator a activat focul şi a răspîndit fumul toxic în mină, a favorizat propagarea şi izolarea puţului de aeraj. Acţiunea lui trebuie considerată, prin urmare, ca un factor esenţial al cauzelor catastrofei.

Federaţia naţională a uniunilor profesionale ale inginerilor de mine. După ce insistă că fenomenele care au stat la temelia accidentului trebuie determinate prin observaţie, experienţă şi calcul, arată că o lege fizică nu poate fi pusă pe picior de egalitate cu o lege care emană din legislaţie, pentru că în prima lege se exprimă un adevăr, pe cînd în a doua o voinţă. Astfel, s-a ajuns să se confunde „cauzele cu circumstanţele", cum este cazul cu prezenţa grinzii din fereastra rampei 975, pe care era montat dispozitivul de acţionare a balanţei. Această grindă foarte puternică — avea 350 mm înălţime şi 123 mm lăţime — putea suporta 50 000 kgf. Numai o energie extrem de mare ca a sistemului în mişcare, calculat cu formula forţei vii $T = MV^2/2$, ce se ridica la 40 000—60 000 kgfm, a putut rupe o astfel de grindă. Colivia se găsea, faţă de grindă, la o distanţă mai mare decît aceea din puţurile moderne.

Protecţia specială invocată pentru cablurile electrice este în contradicţie cu avizul tehnicienilor specialişti de a lăsa cablurile vizibile şi accesibile pe toată lungimea lor. De altfel, scurtcircuitul, prin el însuşi, fără prezenţa uleiului, nu ar fi putut isca incendiul din puţ.

În ceea ce priveşte semnalizarea, trebuie să ne gîndim că şi o semnalizare electrică, cu toate că este mai perfecţionată, ar putea totuşi da loc la deranjamente, din cauza pătrunderii umidităţii în instalaţie, la cutiile de legătură şi prin defectele de izolaţie.

Mărturiile primcuplătorului de la 975 şi ale celui de la zi fiind contradictorii, nu putem afirma că este aici vorba de un defect al semnalizării sau de o slăbiciune omenească.

În rezumat, cauzele sînt: o pornire intempestivă, uleiul din canalizaţia balanţei şi propagarea rapidă a incendiului.

Lipsa extinctoarelor la rampă nu poate fi privită ca o cauză, fiindcă din experienţele făcute la mina Beeringen nu au dat rezultate, cu tot numărul mare de aparate folosit.

Federaţia carbonieră a Belgiei rezumă astfel observaţiile:

— o cauză iniţială: o slăbiciune omenească care a provocat o falsă manevră;

— o cauză determinantă: ruptura canalizaţiei de ulei a balanţei de manevră.

Fără acest ulei nu ar fi fost cazul Marcinelle.

Comunicări ale Institutului de Cercetări Miniere

Contribuții la micșorarea pericolului de explozie în minele de cărbuni din Valea Jiului

N. M. Ionescu, O. Maior și K. Ganzert

Aerul din mină, adică amestecul de gaze și vapori de apă din lucrările miniere este de fapt aerul atmosferic care pătrunde în mină și a cărui compoziție suferă tot felul de schimbări în urma trecerii sale prin lucrările miniere.

In general aceste schimbări constau, pe de o parte în micșorarea conținutului de oxigen cu adăugire de :

a) Gaze nocive, asfixiante-toxice sau explozive (oxid de carbon, hidrogen sulfurat, metan etc.).

b) Vapori nocivi (plumb, mercur, arsen etc.).

c) Praf de rocă sterilă sau de cărbune.

In expunerea de față ne vom ocupa în special de praful de cărbune și de pericolul pe care acesta îl prezintă în mină din punctul de vedere al exploziilor urmate de dezastrele ce le poate provoca.

In principiu se știe că multe corpuri solide greu combustibile sau chiar necombustibile în stare normală devin ușor inflamabile, caracterizate totodată printr-o mare viteză de ardere, identică cu o explozie cînd se găsesc sub formă de praf foarte fin.

Cauzele inflamabilității ușoare — deci și a explozivității — sînt următoarele :

— o foarte mare suprafață de contact cu oxigenul din aer a corpului în stare fin divizată :

— absorbția oxigenului de către particulele de praf ;

— degajarea de gaze inflamabile, prin încălzire, din praful corpurilor considerate.

Toate aceste condiții decurg de fapt din gradul de finețe a prafului. Cît de repede crește suprafața unui corp solid prin divizarea lui, rezultă din următorul calcul : Dacă se consideră o bucată de cărbune de forma unui cub și cu latura muchiilor de 1 cm, suprafața acestui cub va fi de 6 cm^2. Prin tăierea acestui cub în alte cuburi mai mici, cu latura de 1 mm, apoi de 0,1 mm etc., atunci suprafața totală a cuburilor va fi următoarea :

Tabela 1

Lungimea laturii unui cub	Numărul cuburilor rezultate	Suprafața totală a cuburilor
1 cm = 10mm	1	6 cm^2
1 mm	10^3	60 „
0,1 mm	10^6	600 „
0,01 mm	10^9	6000 „
0,001 mm = 1μ	10^{12}	60000 „
0,001 μ = 1m	10^{21}	6000 m^2

Datorită suprafeței mari a prafului, un nor de praf fin se va aprinde repede pe toată întinderea lui. In acest caz arderea are loc atît de repede încît se va asemui cu o explozie, întrucît datorită suprafeței mari a prafului, viteza de propagare a flacării și presiunea vor crește foarte repede.

Foarte periculoase din acest punct de vedere sînt prafurile care :

— Degajă gaze combustibile, ca de exemplu praful de huilă, care prin încălzire poate degaja pînă la cca. 300—350 l gaz/kg huilă.

— Sînt foarte oxidabile la temperaturi relativ joase, ceea ce este chiar cazul cărbunilor.

Faptul că praful din minele de cărbune participă la explozii a fost cunoscut încă din anul 1803, după explozia de la mina Wallsend-Newcastle (Anglia). In această explozie participarea prafului de cărbune a fost evidentă.

Cu această ocazie a și început studiul explozivității prafului de cărbune fără însă să se fi ajuns la vreo concluzie în mai multe privințe, mai ales în ceea ce privește posibilitatea exploziei prafului de cărbune în minele negrizuloase.

Cu 100 ani mai tîrziu, în anul 1906, explozia de la mina negrizutoasă Courrière — Franța, care a provocat 1 100 victime, a pus capăt controversei între adversarii și adepții rolului hotărîtor pe care îl joacă praful în exploziile din minele de cărbune.

Din amplele studii întreprinse pretutindeni privind exploziile prafului de cărbune, s-a putut stabili definitiv că :

— praful de cărbune în amestec cu aerul poate exploda și în lipsa totală a metanului;

— explozia unei mici cantități de metan poate provoca o explozie de praf de cărbune de mari proporții;

— flacăra norului de praf de cărbune poate ajunge pînă la locul acumulării metanului și-l poate aprinde și pe acesta;

— prezența în aer a prafului de cărbune fie și uscat scade limita inferioară de explozie a amestecului de metan-aer;

— dacă la o explozie participă și praful de cărbune, produsele gazoase rezultate conțin întotdeauna cantități variabile de oxid de carbon, iar cauza morții oamenilor o constituie în 70—80% din cazuri tocmai intoxicarea lor cu CO.

Praful de cărbune privit din punctul de vedere al inflamabilității și a explozivității, are unele puncte comune cu metanul.

Astfel:

1. Atît la gazul metan cît și la praful de cărbune se cunoaște o limită inferioară și una superioară de concentrație explozivă în aer:

— pentru gazul metan limita inferioară de explozie este de 5—6% vol. CH_4 și limita superioară de 14—16% vol. CH_4 în aer, sau 35—40 respectiv 95—110 g/m³ aer, în greutate;

— pentru praful de cărbune limita inferioară este de 30—40 g/m³, iar limita superioară de 1 500—2 000 g praf de cărbune dispersat în 1 m³ de aer.

2. Prin explozie ia naștere o cantitate de căldură care provoacă creșterea temperaturii gazelor arse rezultate. Ambele aceste mărimi sînt apropiate valoric pentru gazul metan și pentru cărbune.

Cea mai mare cantitate de metan care poate arde în 1 m³ de aer este de 9,5% vol. sau 65—70 g, ceea ce, după ardere corespunde unei degajări de căldură de cca. 900 cal, temperatura exploziei atingînd cca. 2 100—2 600°C.

Cea mai mare cantitate de carbon (nu cărbune), care se poate transforma prin ardere în bioxid de carbon cu ajutorul a 1 m³ aer este de 112 g, degajînd cca 900 kcal, iar temperatura arderii atingînd cca. 2 300—2 500°C. In cazul unei arderi incomplete, adică numai pînă la oxid de carbon se degajă numai 550 kcal, iar temperatura exploziei atinge cca. 1 300 — 1 700°C.

In realitate praful de cărbune nu este alcătuit numai din carbon, așa cum s-a considerat în calculul de mai sus, ci mai conține proporții variabile de umiditate, cenușă, sulf etc., din care cauză se va comporta în mare măsură diferit la ardere decît carbonul pur. Totuși, chiar în aceste condiții, există o mare analogie între cărbune și gazul metan.

3. Temperatura de aprindere a metanului este de cca. 650—750°C, iar a prafului de cărbune uscat și fin măcinat de circa 700—800°C. Avînd în vedere apropierea între aceste temperaturi rezultă că toate acele surse cu temperatură ridicată care aprind metanul, pot aprinde, vorbind în general, și norul de praf de cărbune.

Totodată s-a pus problema dacă norul de praf de cărbune se poate aprinde de la o sursă de căldură cu temperatură relativ joasă, cum este flacăra unei lămpi obișnuite de mină. Practic s-a stabilit că această probabilitate devine posibilă fiind confirmată de experiențe.

Pentru ilustrarea celor spuse se menționează două cazuri petrecute în anul 1907, primul la Rockspring (Statul Wyoming—S.U.A.) și al doilea în mina Middleton (Anglia), unde, datorită unei întîmplări, un nor de praf de cărbune a venit în contact cu flacăra unei lămpi de mină de tip deschis. In primul caz a avut loc o explozie care s-a soldat cu 40 victime omenești, iar în al doilea caz, norul de praf s-a aprins și a ars, fără să producă explozie, cu o flacără de circa 100 cm lățime și 80 cm înălțime, parcurgînd o distanță de circa 15 m de la locul de aprindere.

Afară de asemănările între praful de cărbune și metan între aceștia există următoarele deosebiri:

1. Metanul se găsește aproape întotdeauna în amestec intim cu aerul. In schimb cantitatea de praf care se află în aerul din mină, este în mod normal mai mică decît concentrația de praf la care un nor devine exploziv. Masa principală a prafului se depune pe talpa și pe pereții lucrărilor miniere și pentru a forma un nor de praf exploziv el trebuie ridicat în aer printr-o cauză oarecare.

2. In lucrările miniere în general inflamabilitatea și explozivitatea metanului este aproximativ identică în toate punctele. In schimb gradul de inflamabilitate și de explozivitate a prafului de cărbune care se depune în lucrările miniere oscilează în limite foarte largi în funcție de calitatea cărbunelui; astfel există prafuri neinflamabile și neexplozibile, precum există și prafuri care din acest punct de vedere nu sînt inferioare gazului metan. De asemenea comportarea prafului de cărbune din punctul de vedere al explozivității mai depinde și de alți factori ca: finețe, conținut de materii volatile inflamabile, cenușă, umiditate etc.

3. Praful de cărbune în suspensie în aer are însușirea de a se autoîncărca cu electricitate statică prin frecarea reciprocă a particulelor și apoi a se descărca în anumite condiții, dînd naștere la scîntei care pot aprinde norul de praf, ceea ce duce la explozii.

4. In cazul exploziilor de amestec: metan-aer, se formează aproape întotdeauna CO_2 ca rezultat al arderii, pe cînd în cazul exploziei suspensiei de praf de cărbune-aer, se formează întotdeauna mult oxid de carbon.

După cum se știe, gradul de explozivitate a prafului de cărbune oscilează în limite foarte

largi; mijlocul de a stabili periculozitatea prafului de cărbune dintr-o lucrare minieră este încercarea directă a prafului considerat.

Incercarea prafului se poate face pe scară mică în aparate de laborator sau pe scară mare în galerii de probă în mine experimentale.

In esenţa lor încercările sînt aceleaşi; în aparatul de laborator sau în galerie se plasează o cantitate oarecare din praful supus cercetării, apoi praful este împrăştiat în aer printr-un mijloc oarecare şi norul de praf rezultat este supus acţiunii unei surse de aprindere.

Pot interveni următoarele trei cazuri:

— Praful arde numai la locul de contact cu sursa de aprindere. Un asemenea praf este socotit (în condiţiile experienţei) ca *neinflamabil* şi *neexploziv*.

— Flacăra se propagă prin nor cu o viteză şi la o distanţă mai mică sau mai mare de sursa de aprindere a norului, însă fără efecte dinamice, adică are loc o aprindere a norului, parţială sau integrală. Praful de cărbune caracterizat prin propagarea flacării prin nor fără efecte dinamice poate fi calificat ca *inflamabil* şi *neexploziv*.

— Flacăra se poate propaga prin întreg spaţiul ocupat de norul de praf cu o viteză şi presiune mereu crescîndă (efect dinamic), adică norul explodează. Acest praf, caracterizat prin propagarea flacării prin întreg spaţiul ocupat de norul de praf însoţită de efecte dinamice, se consideră ca praf *exploziv*.

Ca indici ai gradului de inflamabilitate pot servi:

1. Distanţa de la care se întinde flacăra prin norul de praf sau, cum se spune, lungimea de propagare a flacării.
2. Viteza propagării flacării, şi
3. Cantitatea de praf neinflamabil sau cum se spune, de *praf inert*, care trebuie adăugat prafului de cărbune cercetat pentru ca acesta să-şi piardă capacitatea de a se aprinde.

Cantitatea de praf inert adăugat, la care amestecul devine neexploziv, este cel mai practic şi în prezent cel mai folosit indice al gradului de explozivitate a prafului de cărbune. Practic acest indice se exprimă sau direct prin greutatea prafului inert adăugat (kg praf inert la 1 kg praf de cercetat) sau prin conţinutul procentual în cenuşă al amestecului după adăugarea prafului inert, inclusiv cenuşa proprie a prafului de cercetat.

Este de la sine înţeles că praful inert trebuie să fie de calitate standardizată, de fineţe şi compoziţie chimică bine determinată.

Factorii de care depinde gradul de explozivitate a prafului de cărbune şi pericolele cauzate de praf în lucrările miniere sînt numeroase şi pot fi împărţite în cinci grupe şi anume: 1) fineţea prafului; 2) compoziţia lui, adică: umiditatea, cenuşa, materiile volatile etc.; 3) cantitatea de praf din aerul minier, precum şi cea depusă în lucrările miniere; 4) prezenţa metanului şi 5) natura şi puterea sursei de aprindere.

Cei mai importanţi din factorii arătaţi mai sus sînt primii doi şi anume fineţea prafului şi compoziţia lui chimică.

După cunoştinţele actuale, la explozia prafului de cărbune participă particulele de la cele mai mici, pînă la particulele de dimensiuni de cca. 0,75—1 mm; purtătorul însuşirilor explozive ale prafului este însă fracţiunea care trece prin sita de 6400 ochiuri/cm². Cu cît este mai mare procentul unei astfel de fracţii în praful respectiv, cu atît este mai mare pericolul de explozie şi invers.

Astfel, un praf de cărbune cu 6% cenuşă şi cca 35% materii volatile din care 10% trece prin sita de 6400 ochiuri/cm² nu mai face explozie cînd i se adaugă praf inert în cantitate de cca 1,2 kg la 1 kg praf de cărbune; în schimb prafului care trece în întregime prin sita de 6400 ochiuri/cm² trebuie să i se adauge cca 3,5 kg praf inert, adică aproape de trei ori mai mult, pentru a nu face explozie.

Explozivitatea prafului de cărbune depinde şi de conţinutul de materii volatile şi creşte paralel cu creşterea conţinutului acestora în praf.

Prin numeroase încercări executate în laborator şi galerii experimentale s-a stabilit că praful de cărbune cu un conţinut de materii volatile $V < 10\%$ (huile antracitoase şi antracit) poate fi considerat ca neexploziv. Praful de cărbune cu un conţinut de materii volatile $V > 10...15\%$ este numai slab exploziv, iar la praful cu $V > 15\%$ explozivitatea creşte repede.

Cenuşa şi umiditatea micşorează explozivitatea prafului, însă într-o măsură mult mai mică decît o ridică conţinutul de materii volatile.

In procesele de producţie pentru extragerea cărbunelui din mină, odată cu cărbunele se sfărîmă şi rocile imediat învecinate, din care cauză praful de mină natural este întotdeauna constituit dintr-un amestec de praf de cărbune şi praf din aceste roci (şisturi argiloase, gresie etc.). Datorită acestui fapt praful de mină este cu mult mai bogat în cenuşă decît cărbunele extras din mină (de obicei de două-trei ori mai mult).

La depozitarea în lucrările miniere praful este supus svîntării, pierzînd în oarecare măsură materiile volatile, absoarbe oxigen şi apă şi se dezagregă concomitent.

In ceea ce priveşte fineţea prafului de mină natural şi anume conţinutul de fracţiune care trece prin sita de 6400 ochiuri/cm², se poate afirma că ea diferă sensibil şi anume în limite de la cîteva unităţi pînă la cîteva zeci de procente.

Praful din abataje şi din locurile de muncă este mai fin şi se deosebeşte cel mai puţin —

din punctul de vedere al compoziţiei — de cărbunele din stratul exploatat.

Cel mai bogat în cenuşă este praful din galeriile de transport şi din cele de aeraj; totodată praful cel mai fin se găseşte depus în aceste galerii.

Cantitatea de praf ce se formează într-o mină de cărbune în 24 ore, considerînd ca praf materialul mărunt de 0,75...1 mm, se ridică în total de la 0,25 la 1% (în mod excepţional la 3%) din producţia zilnică a minei, în funcţie de metoda de exploatare, de mijloacele de extragere şi în special de natura (duritatea) cărbunelui.

Cele mai mici particule de praf de cărbune (un micron şi mai mici) sînt antrenate de curentul de aeraj şi duse la suprafaţă, iar particulele de praf de cărbune mai mici se depun la diferite distanţe de la locul de formare, de preferinţă pe vatra şi pereţii lucrărilor miniere, pe cadrele de susţinere, etc. Cantitatea de praf depusă în lucrările miniere în diferite locuri ale minei variază în limite foarte largi — de la cîteva sute de grame pînă la cîteva kg pentru 1 m³ de lucrare minieră.

În concluzie se poate sublinia că regimul de praf al minei sau cantitatea de praf care se formează şi se depune în lucrările miniere, precum şi însuşirile prafului depind nu numai de condiţiile naturale ale stratelor de cărbune în exploatare (friabilitate, condiţii de înclinare), dar şi de metoda de exploatare şi de modul de extragere a cărbunelui.

Astfel un strat cu puţin praf nu prezintă în general pericol de explozie din cauza prafului atunci cînd se lucrează nemecanizat; poate deveni însă foarte periculos cînd se trece la exploatarea mecanizată.

Din expunerea de pînă acum se poate trage concluzia că *procesul de formare a prafului şi*

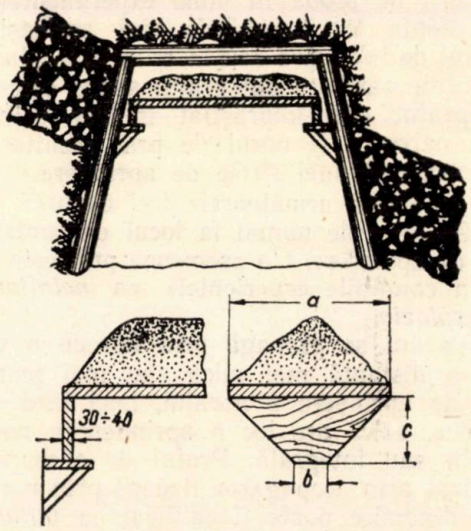


Fig. 1.

în general regimul prafului în mină trebuie riguros supravegheat.

Principala măsură pentru prevenirea exploziilor cauzate de praful de cărbune în mine este neutralizarea prafului de cărbune care se depune în lucrările miniere cu praf de rocă, sterilă, aşa-numitul *praf inert,* adică îmbogăţirea artificială a prafului de mină cu steril în

Tabela 2

Nr.	U. R. S. S.	R. P Romînă	R. P. Ungară	R. P. Polonă	Justificare
1	Să treacă integral prin sita de 121 ochiuri/cm² şi cel puţin 50% prin sita de 6400 ochiuri/cm²	Idem 144 ochiuri/cm² în loc de 121 ochiuri/cm²	Idem	Idem	Această fineţe minimă a prafului inert este necesară pentru a se putea ridica înaintea sau cel puţin odată cu praful de cărbune prin impulsul unei unde de explozie.
2	Să conţină cel mult 5% materii organice (exprimate în %C).	Să conţină maximum 1% materii combustibile	Idem Ca normele U. R. S. S	Maximum 1% materii organice	Pentru a nu se introduce odată cu praful de şistificare o substanţă combustibilă peste cărbune.
3	Să conţină maximum 10% SiO_2—liber	Să conţină maximum 5% SiO_2 liber	Să conţină maximum 5% SiO_2—liber	Sa conţină maximum5% SiO_2 liber.	Pentru a se evita îmbolnăvirea minerilor de silicoză.
4	Să nu conţină compuşi nocivi pe bază de As, Pb, Hg, Sb, etc.	Idem In plus nu trebuie să conţină alcalii libere	Idem ca normele U. R. S. S.	Idem	Compuşii pe bază de P şi As sînt toxici şi deci vătămători pentru sănătatea minerilor.
5	Să nu fie hidroscopic	Idem	Idem	Idem	Prin absorbţia de apă din atmosferă praful de şistificare se aglomerează şi nu se mai poate ridica odată cu praful de cărbune sub impulsul detonaţiei.
6	Să aibă pe cît posibil o coloare deschisă	Idem	Idem	Idem	Pentru a putea distinge praful inert de şistificare de praful de cărbune din subteran.

așa măsură încît să nu se poată inflama nici de la o sursă de aprindere de temperatură înaltă (operații de împușcare, explozie de metan, scîntei electrice etc.).

Intregul complex al măsurilor care se înfăptuiesc în mine împotriva exploziilor de praf de cărbune se împarte în trei mari grupe:

A. Măsuri împotriva formării și acumulării prafului de cărbune în lucrările miniere.

B. Măsuri împotriva aprinderii prafului acumulat.

C. Măsuri pentru localizarea exploziilor de praf de cărbune.

In această din urmă categorie se încadrează folosirea prafului inert pentru limitarea exploziilor de praf de cărbune constînd din: montarea de apărătoare cu praf inert, care necesită circa 400 kg/m² secțiune transversală în galeriile direcționale principale și nu mai puțin de 200 kg/m² în galeriile intermediare. Aceste apărătoare sînt niște polițe confecționate din lemn și montate în partea superioară a galeriilor *într-o poziție foarte labilă* (fig. 1), fiind în măsură să se răstoarne și deci să împrăștie praful inert chiar printr-o detonație relativ slabă.

Apărătoarele intră în funcțiune odată cu începerea propagării exploziei, din care cauză ele se montează la o distanță de circa 50...75 m de la cel mai probabil focar de explozie a prafului de cărbune.

Afară de metoda descrisă mai sus, se recomandă neutralizarea prafului depus în lucrările miniere, prin adăugarea de praf inert în așa proporție, încît acest amestec de praf ridicat în aer printr-o cauză oarecare să fie inapt să se aprindă.

Controlul eficacității neutralizării cu praf inert a prafului de cărbune se face prin determinarea conținutului de cenușă respectiv din probe recoltate periodic de la locurile considerate.

Praful inert și condițiile pe care trebuie să le îndeplinească

Praful de șistificare se prepară din diferite materiale minerale ca: șisturi argiloase, gips, calcar etc.

Tabela 2 arată condițiile ce se cer pentru ca un asemenea praf să-și poată îndeplini rolul.

Cercetînd critic condițiile pe care trebuie să le îndeplinească un praf de șistificare se constată că normele poloneze, maghiare și romîne, admit numai jumătate din conținutul de SiO_2-liber față de limita maximă admisă de normele sovietice, lucru justificat în mare măsură față de pericolul pe care-l prezintă SiO_2-liber (după ultimele cercetări și SiO_2-combinat) pentru îmbolnăvirea minerilor de silicoză. Avînd în vedere că găsirea unui material de șistificare cu conținut maxim de SiO_2-liber de 5% nu este greu de realizat, acceptarea acestei cifre în normele romînești este binevenită.

In privința fineții prafului inert de șistificare normele romînești cer să treacă integral prin sita de 144 ochiuri/cm² și cel puțin 50% prin sita de 6400 ochiuri/cm²; această limită poate fi însă considerată nesatisfăcătoare prin faptul că o probă de praf de cărbune cules de la mina Lupeni a trecut 99% prin sita de 6400 ochiuri/cm² (încercare făcută la Stația de Încercări pentru Securitate Minieră-Petroșani la 5.VI.1954); or, pentru ca praful inert de șistificare să corespundă din punct de vedere al finețiі se impune ca să aibă o finețe apropiată de aceea a prafului de cărbune.

Cercetările făcute pentru găsirea celor mai eficace substanțe care să fie folosite pentru prepararea prafului inert au dus la concluzia că următoarele trei substanțe corespund scopului, bineînțeles în măsura în care îndeplinesc condițiile arătate în tabela 2: 1) *Ghips;* 2) *Calcar;* 3) *Argile.*

Nu s-a stabilit încă pînă acum care din aceste materiale deține întîietatea. Se presupune că ghipsul ar fi mai avantajos întrucît conține în compoziție apă de cristalizare ceea ce ar avea o mare influență în procesul de inhibare a exploziei. Aceeași afirmație se poate face și pentru argile, precum și pentru calcar, care la temperaturi înalte ale flăcării provocată de explozie s-ar descompune degajînd bioxid de carbon, afirmație contestată de mulți cercetători pe motiv că durata exploziei este mult prea scurtă pentru a putea provoca degajarea apei din ghips și argile sau descompunerea carbonaților.

Un mare număr de alte substanțe au mai fost propuse ca material inert pentru șistificare și anume: amestec de sare gemă cu 5% carbonat de magneziu sau carbonat de calciu, amestec de sare gemă cu 2% carbonat de magneziu și 20% ghips etc.

Aceste amestecuri, la care se mai adaugă și diverși compuși organici nu depășesc calitativ cu nimic argila, ghipsul sau calcarul, sînt în schimb mai greu de preparat fiind vorba de amestecuri.

Problema folosirii prafului inert de șistificare în minele din Valea Jiului

Folosirea prafului inert de șistificare s-a introdus pentru prima dată în țară în minele de cărbuni din Valea Jiului.

Afară de condițiile calitative arătate în tabela 2, o condiție esențială este ca materia primă pentru prepararea prafului inert de șistificare să se găsească în apropierea minei consumatoare și în cantități suficiente pentru a asigura aprovizionarea ei pe timp îndelungat cu praf inert.

La calculul ce se face pentru stabilirea necesarului de praf inert se va ține seamă că în medie este nevoie de cca 1...3 kg praf pentru 1 tonă de cărbune extras.

In această ordine de idei s-a dat inițial sugestia de a se folosi drept materie primă pentru prepararea prafului inert sterilul (marne etc.) din culcușul și acoperișul stratelor de cărbune în curs de exploatare în Valea Jiului. În acest scop au fost cercetate 45 probe de marnă și gresie recoltate din minele Petrila (26 probe), Lonea (12 probe) și Vulcan (7 probe).

Rezultatele obținute din cercetarea acestor probe în laborator sînt concentrate în tabela 3.

Se menționează în mod special că încă de la început s-a stabilit, pentru a se evita munca inutilă în laborator, determinarea numai a conținutului de SiO_2-liber și numai în cazul în care acesta s-ar încadra în normele în vigoare ($< 5\%$), să se determine și celelalte caracteristici (materii organice exprimate în %C, higroscopicitate, plumb, arsen etc.).

Din cercetarea datelor înscrise în tabela 3 rezultă că din totalul de 45 probe cercetate toate conțin mai mult SiO_2-liber decît este admis de norme (max. 5%), din care cauză folosirea materialului respectiv pentru prepararea prafului de șistificare nu poate veni în discuție.

Tabela 3

Nr. crt.	Mina	SiO_2 liber %	Nr. crt.	Mina	SiO_2 liber %
1	Petrila	52,51	24	Petrila	16,87
2	„	56,25	25	„	12,62
3	„	52,92	26	„	16,54
4	„	39,24	27	Vulcan	24,97
5	„	38,57	28	„	22,85
6	„	31,72	29	„	34,36
7	„	25,44	30	„	17,64
8	„	9,73	31	„	38,05
9	„	35,30	32	„	44,63
10	„	40,34	33	„	33,45
11	„	36,21	34	Lonea	38,63
12	„	10,97	35	„	13,46
13	„	41,50	36	„	23,09
14	„	38,29	37	„	46,17
15	„	48,75	38	„	15,71
16	„	17,52	39	„	28,27
17	„	15,66	40	„	19,21
18	„	11,87	41	„	46,65
19	„	45,24	42	„	21,96
20	„	31,82	43	„	18,84
21	„	58,87	44	„	36,67
22	„	33,45	45	„	13,87
23	„	36,70	—	—	—

Această sursă de materie primă dovedindu-se a fi inutilizabilă pentru prepararea prafului inert de șistificare, s-a recurs la cercetarea rocilor calcaroase din Valea Jiului, unde acestea se găsesc în abundență și în stare relativ pură.

După cum s-a arătat mai sus, din cercetarea literaturii de specialitate reiese că din punct de vedere al eficacității ca șistifiant, praful de calcar corespunde scopului.

Ca dăunător pentru sănătate calcarul se situează mult în urma celorlalte roci. Prin lucrările executate la Institutul de Cercetări pentru Silicoză din Bochum (R.F.G.) în scopul stabilirii pericolului de silicoză al diferiților componenți ai rocilor, s-a întocmit o diagramă-scară în care se consideră cuarțul ca cel mai periculos component dîndu-i-se valoarea 1, iar carbonatul de calciu este considerat ca cel mai inofensiv dîndu-i-se valoarea 0 (zero).

În urma observațiilor făcute de prof. H. Jung (R.D.G.), s-a constatat că în industria cimentului nu apar cazuri de silicoză deși aci concentrația de praf este foarte mare, iar praful conține un anumit procent de silice. Se presupune și se admite că conținutul în calcar al cimentului ar avea o acțiune profilactică pentru silicoză.

Toate masivele calcaroase din Valea Jiului sînt de vîrstă jurasică și cretacică, respectiv sînt din era mezozoică.

Ele sînt prinse sub formă de lentile în zona șisturilor cristaline, fiind parțial metamorfozate (semicristalizate).

Ca aspect se prezintă în culori variind de la alb la alb-gălbui și gălbui-roșiatic datorită diferitelor impurități pe care le conțin, uneori conținînd intercalații de calcit cristalizat. Aspectul calcarului variază uneori chiar în cadrul aceluiași masiv, alteori se păstrează pe întinderi de sute de metri.

Faptul că masivele de calcar se găsesc repartizate în toată Valea Jiului în fîșii de 1—6 km lungime, prezintă un deosebit interes din punct de vedere al folosirii lor la prepararea prafului inert de șistificare, deoarece fiind în apropierea principalelor exploatări carbonifere, transportul nu va fi o problemă.

Pentru executarea studiului propus s-au prelevat în total 40 probe de calcar, fiecare probă reprezentînd o probă medie din cinci mostre elementare, colectate din puncte apropiate (10—20 m) ale aceluiași loc de recoltare.

Fiecare probă de calcar a fost cercetată în laborator din următoarele puncte de vedere:

— conținutul de SiO_2;

— conținutul de substanțe nocive pe bază de As, P, Hg, Pb;

— higroscopicitate;

— conținutul de substanțe organice exprimate în %C;

— conținutul de carbonat de calciu și magneziu (separat).

Rezultatele obținute sînt concentrate în tabela 4.

Din studiul rezultatelor cuprinse în tabela 4 rezultă următoarele:

1. Conținutul de SiO_2-total variază între 0,2...1,91%, fiind în 35 probe $< 1\%$ și numai în 5 probe $> 1\%$. Cu atît mai mult probele cercetate corespund din punctul de vedere al conținutului de SiO_2, cu cît normele în vigoare impun un conținut de SiO_2-liber $< 5\%$. Se știe că SiO_2-liber este o fracțiune din SiO_2-total.

2. Nici una din probele cercetate nu conțin compuși nocivi pe bază de arsen, fosfor, mercur, și plumb. Acești compuși nu sînt prezenți în calcarele cercetate nici ca urme.

Tabela 4

Locul de recoltare a probelor de calcar	Proba nr.	Caracteristici								
		Si_2O total %	Substanţe nocive, %				Higroscopicitatea	Substanţe organice % C	Co_3Ca %	CO_3Mg %
			As	P	Hg	Pb				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Petrila-Valea Roşie-Taia	1	0,20	lipsă	lipsă	lipsă	lipsă	nehigroscopic	0,2	99,50	urme nedozabile
„ „ „ „	2	0,51	„	„	„	„		0,2	99,26	„
„ „ „ „	3	0,48	„	„	„	„	„	0,2	99,30	„
„ „ „ „	4	0,50	„	„	„	„	„	0,3	99,83	„
„ „ „ „	5	0,60	„	„	„	„	„	0,2	98,91	„
„ „ „ „	6	0,55	„	„	„	„	„	0,3	99,08	„
Peştera Bolii	1	0,55	„	„	„	„	„	0,2	99,50	„
Livezeni	1	0,88	„	„	„	„	„	0,3	98,82	„
	2	0,60	„	„	„	„	„	0,4	99,10	„
	3	0,90	„	„	„	„	„	0,4	98,75	„
	4	0,65	„	„	„	„	„	0,4	99,15	„
	5	0,86	„	„	„	„	„	0,4	99,05	„
	6	1,06	„	„	„	„	„	0,4	97,89	„
Vulcan-Pintenul de Calcar	1	0,57	„	„	„	„	„	0,2	99,35	„
	2	1,15	„	„	„	„	„	0,3	98,78	„
	3	1,20	„	„	„	„	„	0,3	98,79	„
Lupeni-sud	1	1,18	„	„	„	„	„	0,2	98,00	„
	2	1,91	„	„	„	„	„	0,2	97,72	„
	3	0,52	„	„	„	„	„	0,2	99,46	„
	4	0,40	„	„	„	„	„	0,3	98,84	„
	5	0,50	„	„	„	„	„	0,3	98,79	„
	6	0,30	„	„	„	„	„	0,3	99,12	„
	7	0,48	„	„	„	„	„	0,3	98,97	„
	8	0,60	„	„	„	„	„	0,3	98,80	„
	9	0,67	„	„	„	„	„	0,3	98,96	„
Uricani-nord-Valea Brazilor	1	0,22	„	„	„	„	„	0,3	99,01	„
	2	0,28	„	„	„	„	„	0,3	99,12	„
	3	0,70	„	„	„	„	„	0,4	98,70	„
Uricani-Hubiceni sud	1	0,75	„	„	„	„	„	0,3	98,11	„
	2	0,98	„	„	„	„	„	0,2	98,69	„
	3	0,63	„	„	„	„	„	0,4	98,22	„
	4	0,55	„	„	„	„	„	0,3	98,78	„
	5	0,89	„	„	„	„	„	0,3	98,51	„
	6	0,40	„	„	„	„	„	0,3	99,02	„
	7	0,90	„	„	„	„	„	0,3	98,65	„
	8	0,52	„	„	„	„	„	0,4	99,07	„
	9	0,82	„	„	„	„	„	0,3	98,77	„
Cîmpul lui Neag-sud	1	0,60	„	„	„	„	„	0,2	98,80	„
Cîmpul lui Neag-Dealul Pleşa	1	0,30	„	„	„	„	„	0,2	99,05	„
Cîmpul lui Neag-Păroasa	1	0,50	„	„	„	„	„	0,3	98,91	„

Notă. De fapt trebuia determinat SiO_2-liber. Intrucît însă conţinutul de SiO_2-total este mic, nu a mai fost necesară determinarea şi a SiO_2-liber care este o fracţie din SiO_2-total şi care se va încadra în prevederile normelor de a fi $< 5\%$.

3. Higroscopicitatea probelor determinată în laborator este inexistentă; de altfel calcarele sînt prin definiţie nehigroscopice.

4. Substanţele organice (exprimate în %C) apar numai în proporţii foarte mici, variind între 0,2...0,4% faţă de maximul de 1% admis de normele în vigoare.

5. Calcarele cercetate sînt aproape pure, conţinutul lor în carbonat de calciu oscilînd între limitele extreme de 97,72...99,50% şi anume în 16 probe între 99...100%, în 22 probe între 98...99% şi numai în 2 probe între 97...98%.

Calcarele cercetate conţin şi urme de carbonat de magneziu, ceea ce nu influenţează

calitatea lor ca șistifiant (chiar în cazul unui conținut mai mare de carbonat de magneziu).

Rezultă deci că calcarele din cele zece zone din Valea Jiului cercetate în scopul de a se determina calitățile lor ca șistifiant în minele de cărbune, corespund foarte bine condițiilor ce se impun unui asemenea material prin normele în vigoare.

Înseamnă că din acest punct de vedere problema găsirii materiei prime pentru prepararea prafului inert de șistificare necesar combaterii efectelor exploziilor în minele din Valea Jiului se găsește chiar la fața locului, iar întreprinderile interesate au luat măsurile necesare pentru transformarea lui prin măcinare în praf de șistificare.

În această privință se ridică însă problema durității calcarelor cercetate mai sus și anume din următoarele puncte de vedere:

— Să se stabilească anume care din calcarele din Valea Jiului se macină cel mai ușor.

— Dacă este posibilă prepararea unui praf de calcar la o finețe cît mai înaintată — adică să treacă 100% prin sita de 6400 ochiuri/cm², în loc de 50% cum prevăd normele actuale, fără dificultăți economice prea mari.

În acest scop s-au recoltat probe medii din cinci din cele zece fîșii de calcar cercetate, considerate a face parte din calcarele cele mai dure (semicristalizate).

În plus s-a mai recoltat și o probă medie de calcar de la cariera respectivă de la Gura-Beliei (Sinaia-Prahova), un calcar amorf, considerat a fi cel mai bun material de șistificare în mină, atît ca compoziție chimică cît mai ales ca posibilitate de măcinare.

Proba de calcar de cercetat este mărunțită pînă la o granulație cuprinsă în limitele de 20...27 mm, apoi este introdusă (3 kg) și măcinată într-o moară cu bile (turația morii 50 rot/minut, încărcată cu 14 kg bile de oțel).

După 1 oră de măcinare se cerne roca printr-o sită de 6400 ochiuri/cm². Trecerea prin sită se exprimă în %.

Refuzul pe sita de 6400 ochiuri/cm² se mai macină timp de 1 oră, se cerne și operația se repetă pînă ce cca 98% din material trece prin această sită, restul de cca 2% fiind pierderi.

Experiența a arătat că pentru aceasta sînt suficiente 5 ore de măcinare.

Rezultatele obținute sînt înscrise în tabela 5, care arată trecerea (în %) prafului obținut, prin sita de 6400 ochiuri/cm² pentru timpul de măcinare în ore — ceea ce corespunde cu însuși consumul de energie.

Tabela 5

Timpul de măcinare în ore	Trecerea, în % prin sita de 6400 ochiuri/cm²					
	Calcar Petrila Valea Roșie Taia	Calcar Peștera Bolii	Calcar Lupeni Sud	Calcar Lupeni	Calcar Uricani Sud	Calcar Gura Beliei Sinaia
1	58,0	57,2	58,5	54,7	57,0	56,0
2	78,5	81,7	78,9	78,4	79,4	78,9
3	89,1	90,6	88,3	90,5	89,9	88,5
4	95,0	96 0	94,0	96,0	94,2	94,4
5	98,5	98,4	98,1	98,6	98,3	98,4

Din studiul datelor din tabela 5 rezultă că pentru fiecare interval de măcinare (ore), cantitățile de material care trec prin sita de 6400 ochiuri/cm² sînt sensibil egale pentru toate calcarele cercetate, inclusiv calcarul amorf de la Gura-Beliei (Prahova) considerat a se măcina cel mai ușor.

Faptul acesta dovedește că și din punctul de vedere al posibilității de măcinare calcarele din Valea Jiului corespund pentru prepararea prafului de șistificare și că prin urmare acesta poate fi preparat din materia primă ce se află la fața locului, fără a mai fi nevoie să fie adus de la alte cariere depărtate, evitînd astfel cheltuieli mari și inutile de transport.

Bibliografie

[1] ***: Recheche d'un test permettant de caractèriser l'inflamabilité des poussièrs. Annales des mines, nr. 9/1953.

[2] *Atanasiu Gh.:* Instalație de ventilație locală în abatajele din minele carbonifere. Studiu documentar. C.G.M. — Institutul de Cercetări pentru Protecția Muncii.

[3] *Budryk W.:* Wentylavja kopalu, Katovice 1951, pag. 91.

[4] *James Gray:* Coal Age (februarie 1948).

[5] M.I.P.I.C.: NTS pentru mine de cărbune și șisturi bituminoase 1951.

[6] *Ministerul Cărbunelui:* Instrucțiuni referitoare la combaterea exploziilor de praf de cărbune (1956)

[7] *Skocinski A. A. și Komarov V. B.:* Aerajul minier, 1951.

[8] *Stan Livia, ing.:* Studiul combaterii prafului de cărbune din mină. Studiu documentar. ICEC-1954.

[9] *Skocinski A. A.:* Aerologia minieră și securitatea minelor. Moscova 1952.

[10] ***: Regulamentul general de siguranță minieră și de apărare a sănătății (traducere din limba maghiară, IDT, capitol. XII).

I.1366/58
LEFORDITVA

Uscarea cărbunilor prin fluidizare

Ing. **Miti Ionescu** şi ing. **V. Anghel**
Institutul de cercetări miniere

Dintre aplicaţiile fluidizării, propuse în domeniul valorificării cărbunilor [1], uscarea cărbunilor reprezintă o necesitate ce trebuie soluţionată urgent, cel puţin în faza semiindustrială, în legătură cu problema brichetării ligniţilor. Pe această linie, faţă de experimentările de uscare a ligniţilor efectuate anterior în tobe rotative cu gaze de ardere directe [2], considerăm că uscarea prin fluidizare constituie procedeul optim. In comparaţie cu tobele de uscare, cuptorul de fluidizare are volum cu mult mai redus, nu prezintă piese mobile, dar mai ales permite accesul gazelor arse la temperaturi practic oricît de ridicate, date fiind condiţiile excepţionale ale transferului caloric în patul fluidizat [1]. Deşi problema s-a enunţat încă în 1954, cercetările au început în 1955, dar în subsidiar faţă de problema acută a semicarbonizării în pat fluidizat [1 şi 3]. In prezent, experimentările se accelerează.

Experimentări şi rezultate

Ţinînd seama de experienţa acumulată la cercetările de semicarbonizare în pat fluidizat, experimentările de uscare s-au efectuat de la început în fază pilot, respectiv în pilotul metalic folosit pentru semicarbonizarea [3], cu unele modificări neesenţiale cerute de procesul de uscare.

Ca agent de uscare s-au avut în vedere două surse de gaze de ardere calde provenind fie din arderea metanului, fie din arderea unei părţi din praful de cărbune colectat în ciclonul instalaţiei de uscare. Reglarea temperaturii patului fluidizat s-a realizat la fel ca la semicarbonizarea [3]. Omogenitatea produsului final este mai bună la semicarbonizare faţă de uscare, deosebirea datorindu-se diferenţei de greutate specifică între produsul brut şi cel finit, diferenţa fiind mare în cazul semicarbonizării şi mică în cazul uscării. Imbunătăţirea omogenităţii materialului uscat se poate realiza prin ridicarea convenabilă a înălţimii patului fluidizat sau prin separarea procesului în trepte de uscare.

Experimentările de uscare, efectuate pînă în prezent, au urmărit în special următoarele obiective:

a) productivitatea specifică a instalaţiei;
b) umiditatea şi omogenitatea produsului final;
c) posibilitatea de descenuşare a materialului în timpul procesului de uscare.

Ca materie primă s-a folosit lignit măcinat pînă la 3 mm, cu următoarele caracteristici:

— *analiza imediată*

W^t	24 — 28%
A^{anh}	30 — 35%

— *analiza granulometrică*

0 — 0,15 mm	6%
0,15 — 0, 2 „	12%
0, 2 — 0, 5 „	23%
0, 5 — 1, 0 „	29%
1, 0 — 3, 0 „	30%

Temperatura patului fluidizat, respectiv temperatura de evacuare a gazelor umede s-a reglat în general între 150 şi 200°C corespunzînd la o viteză de fluidizare de cca 0,9—1,2 m/s. In comparaţie cu semicarbonizarea, vitezele de fluidizare sînt mai mari la uscare, datorită greutăţii specifice mai mari a materialului uscat faţă de semicocs, cît şi faptului că s-a urmărit concomitent o descenuşare a cărbunelui prin antrenarea prafului fin.

S-a obţinut o productivitate specifică de 2,5—3,5 tone lignit brut pe metru pătrat de secţiune şi oră, pentru uscarea la anhidru sau bertinizare.

Pentru brichetarea cu liant a ligniţilor, fiind suficientă o uscare pînă la 6—8% umiditate, se poate conta pe o productivitate, de 3,5—5 tone pe metru pătrat şi oră pentru un lignit cu cca. 30—35% umiditate iniţială.

Se dau mai jos caracteristicile medii ale materialului uscat:

— *analiza imediată*

W^t	%	0
A^{anh}	%	26 — 29

— *analiza granulometrică* a produsului uscat din buncăr:

0 — 0,15 mm	3 %
0,15 — 0,20 „	11,5%
0,20 — 0,50 „	27,5%
0,50 — 1,0 „	33,0%
1,0 — 3,0 „	25,0%

Dacă se cumulează clasa 0—0,15 mm, colectat în ciclon, se poate aprecia degradarea ce are loc în timpul procesului de uscare:

0 — 0,15 mm	17,5%
0,15 — 0,20 „	9,6%
0,20 — 0,50 „	23,5%
0,50 — 1,0 „	28,1%
1,0 — 3,0 „	21,3%

Comparînd materialul alimentat cu produsul uscat, se constată o uşoară descenuşare în timpul procesului, datorită prafului cu un conţinut de cenuşă de cca. 50—55%, antrenat şi reţinut în ciclon.

Prezentăm cîteva date experimentale obţinute la instalaţia pilot (tabela 1).

Menţionăm că pînă în prezent, ca agent de fluidizare s-au folosit gazele de ardere rezultate din arderea metanului.

In cursul trimestrului III al anului 1956 s-a proiectat şi executat o instalaţie de uscare cu un cuptor de 500 mm diametru (fig. 1).

In legătură cu necesităţile de uscare a ligniţilor, ICEMIN a elaborat tema de proiectare pentru instalaţie cu trei cuptoare de 1,5 m Ø, care să asigure cca. 10 t/h lignit uscat la 6—8% umiditate, folosind pentru alimentare lignit preuscat într-o tobă rotativă pînă la

cca. 35% umiditate, în vederea asigurării unei măcinări în condiţii convenabile. Iniţial s-a preconizat folosirea gazului mixt fabricat prin gazificarea lignitului în gazogene cu grătar rotativ (clasice). Dată fiind productivitatea redusă a acestui tip de gazogen, se studiază posibilitatea folosirii arderii prafului de cărbune colectat în cicloane, pentru obţinerea agentului termic de fluidizare. Altă soluţie ar fi fabricarea gazului mixt prin fluidizare, ca procedeu de mare productivitate.

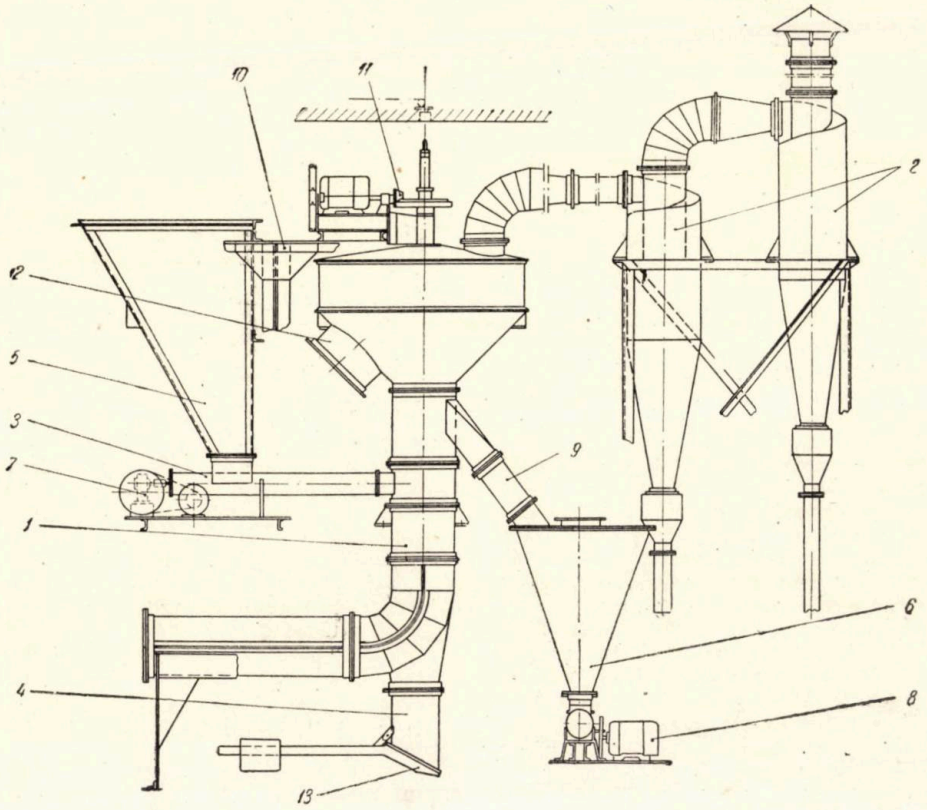


Fig. 1.

Tabela 1

Nr. crt.	Caracteristici	Unitatea de măsură	Valoarea
1	Secţiunea utilă a cuptorului	m^2	0,07
2	Înălţimea patului	m	0,35
3	Granulaţia lignitului brut .	mm	0 — 3
4	Lignit brut alimentat . . .	kg/h	195
5	Lignit uscat	kg/h	150
6	Umiditatea iniţială	%	23
7	Umiditatea după uscare . .	%	0
8	Apă evaporată	kg/h	45
9	Viteza de fluidizare	m/s	1
10	Temperatura patului fluidizat	°C	150
11	Temperat. gazelor evacuate .	°C	130
	Productivităţi specifice		
12	Cărbune brut	$kg/m^2.h$	2786
13	Cărbune uscat	$kg/m^2.h$	2143
14	Apă evaporată	$kg/m^2.h$	643

Asupra problemelor schiţate mai sus, vom reveni cu analiza aspectelor principale şi completări asupra experimentărilor.

Bibliografie

[1] *Ionescu M.* şi *Anghel V.:* Aplicaţiile fluidizării în domeniul valorificării cărbunilor. Revista Minelor nr. 5, 1956, pag. 242—248.

[2] *Ionescu M., Camerman C.* şi *Florea O.:* Studiul brichetării ligniţilor pentru obţinerea brichetelor pentru uzul casnic şi căile ferate. Proces tehnologic ICEPROC, 1955.

[3] *Ionescu M.* şi *Anghel V.:* Semicarbonizarea cărbunilor prin fluidizare. Revista Minelor nr. 2, 1957, pag. 98—104.

Skobrikov M.L.: Resursele minerale ale Indiei (Rudo-mineralnoe sîree Indii) Gornîi jurnal, 1957, nr. 5, mai, pag. 48—50.

Autorul face o documentată prezentare a bogăţiilor minerale ale Indiei şi o capacitate de producţie a industriei miniere.

de 2,5% Cu, 10 milioane tone minereu de plumb şi zinc cu un conţinut de 3—12,5% Pb+Zn, 250 milioane tone de bauxită, 100 milioane tone minereu de magneziu în zăcămînt plasate la cca 30 m adîncime.

In tabela de mai jos este redată producţia minerală a Indiei în 1953—1954.

Substanţa minerală	Producţie milioane tone	Valoarea vandabilă milioane rupii	Export %	Număr de muncitori în exploatare mii muncitori	tone / muncitori	Productivitate anuală rupii / muncitori
Cărbune	37,0	533,0	6,0	341,0	108	1553
Minereu de fier	4,1	28,0	26,0	31,0	132	903
Minereu de mangan	1,6	245,0	80,0	102,0	16	2420
Cromite	0,045	1,9	50,0	1,7	26	1120
Ilment	0,240	8,0	100,0	2,9	83	2760
Aur	6,7 tone	53,0	—	20,0	333 gr.	2650
Minereu de cupru	0,35	15,0	—	3,9	90	3850
Magnesit	0,085	1,6	5,0	3,5	23	456
Mică	0,016	75	35,0	31,0	0,5	1730

Rezervele de cărbuni cu 25% cameră, un strat de grăsimi de 1,2 m şi la adîncimi de 300 m reprezintă cca 20 miliarde tone. Rezerva totală de cărbuni a ţării pare a fi de cca 60 miliarde tone.

Minereul de fier este reprezentat prin hematită cu peste 60% Fe iar zăcămintele cu o rezervă de 21 miliarde tone permit exploatarea în carieră. Rezervele de minereu de mangan se cifrează la 65 milioane tone cu un conţinut de peste 45% Mn, exploatarea la zi putînd fi şi în acest caz generalizată.

In afară de acestea India dispune de rezerve de 1,3 milioane tone cromite, rezerve mari de minereu cu 12 g/t aur (în Haiderobrad există una din cele mai adînci exploatări: Champion Reef la 3000 m), 3,4 milioane tone minereu de cupru cu conţinut mediu

Pentru viitor se prevede o importantă mărire a producţiei miniere şi siderurgice, după cum rezultă din cele de mai jos.

	1954—1955	1960—1961
Cărbune, milioane tone	37,0	60,0
Minereu de fier, milioane tone	4,0	13,0
Minereu de mangan, milioane tone	1,8	3,5
Bauxită, mii tone	70	200
Fontă milioane tone	0,35	1,8
Oţel, milioane tone	1,3	5,0
Aluminiu, mii de tone	3,8	40,0

Cifrele de mai sus dovedesc că bogăţiile minerale ale Indiei sînt suficiente pentru crearea unei puternice industrii carbonifere şi siderurgice, fapt care va corespunde întăririi independenţei economice a ţării.

Malevici N. A.: **Despre o serie raţională de tipuri de locomotive electrice de mină cu troley.** O raţionalnam ziade rudnicinîh elektrovosov Gornîi jurnal, 1957, nr. 5, mai, pag. 3—10, fig. 4

Autorul arată că în prezent în U.R.S.S. se fabrică 8 tipuri de locomotive cu troley cu greutăţi de 2—14 t. Se consideră că aceste tipuri sînt insuficiente şi că în acest scop va fi necesară retipizarea locomotivelor cu troley. Seria de tipizare propusă atît pentru locomotivele cu troley cît şi pentru cele cu acumulatori a fost deschisă pe baza experienţei exploatării şi a ameliorării tipului din străinătate. Astfel seria de locomotive cu troley se propune a cuprinde tipuri de 4—7—10—14—20—30 tone iar pentru cele cu acumulatori tipuri de 2—4—8—12—24 tone. Capacitatea de transport va fi pentru locomotivele cu troley: 310—490—775—1225—1940—2700 t km/zi iar pentru cele cu acumulatori: 90—198—435—960—1920 t km/zi. Vitezele vor fi de: 11—13 km/h la locomotivele cu troley şi de 5,3—9,6 km/h la cele cu acumulatori. Puterea specifică a locomotivelor va fi mărită ajungînd la 7—8,7 kW/t la cele cu troliu şi 3—5 kW/t la cele cu acumulatori.

DOCUMENTARE

De asemenea se prevede ca toate tipurile grele şi de greutate medie să fie prevăzute cu frîne pneumatice, hidraulice sau electromagnetice.

Nediu V. V., Nerkov O. D. şi alţii: **Curăţirea aerului de mină de praf cu ajutorul unui filtru ce se curăţă automat cu ulei.** Ocestka rudnicinogo rascluha ot pîli maslianîm semoocisacusciunsie filtram. Gornîi jurnal, 1957, nr. 6, iunie, pag. 66—69, fig. 3.

Problema curăţirii aerului din mină de praf cu ajutorul filtrelor nu a fost suficient tratată pînă în prezent. Acest filtru constă dintr-o carcasă metalică paralelipipedică în lungul căreia se mişcă o bandă formată din mai multe palete de sîrmă de oţel. Această bandă ce se mişcă cu 2,1—3,2 mm/min în linie de pătrundere a aerului în filtru iar praful depus pe palete este colectat la trecerea paletelor prin baia de ulei de la partea inferioară a aparatului.

In acest mod se obţine o deprăfuire a aerului într-o proporţie de 94%, iar fracţiunile cu dimensiuni de 1—5 microni reprezintă 87%. Filtrele de acest tip se pot plasa în mină în diferite puncte, putînd funcţiona la încărcări de 10 000 m^3/h şi m^2.

Harahanicev V. P.: **Inlocuirea pilierilor de minereu dintre camere cu stîlpi de beton.** Iamena ruclîuh mejdukamernîh ţelikov betonîuri stolbomi. Gornîi jurnal, 1957, nr. 6, iunie, pag. 17—21, fig. 2, tabl. 1, ref. bibl. 3.

Majoritatea zăcămintelor exploatate prin camere şi stîlpi nu permit o totală recuperare a rezervei de minereu. O nouă metodă de recuperare secundară este propusă pentru a expune pilirii şi a-i înlocui cu stîlpi de beton. Autorul arată o serie de experimentări din S.U.A. şi din Kusbas, insistînd mai mult asupra încercărilor de la o exploatare de minereu de cupru.

Aceste prime încercări au dovedit că dacă se ia în considerare minereul recuperat atunci metoda cu înlocuirea pilierelor de minereu cu beton permite mărirea beneficiului cu 50%—100% în zonele exploatate în acest mod.

Smolka J.: **Exploatarea rambleului; consideraţiuni economice.** Ekaromicke urahy o naspodareni duluim kamenem Uhli, 1957, nr. 4, aprilie, pag. 128—133, fig. 1, 7 ref. bibl.

Autorul analizează dependenţa cheltuielilor de exploatare şi pregătire a rambleului, de lungimea căilor de transport şi de amplasamentul instalaţiilor de preparare. Sînt comparate cheltuielile de exploatare cu rambleu în comparaţie cu cele cu prăbuşire, subliniindu-se avantajul rambleajului în cazul în care rambleul provine din lucrările miniere de pregătire şi este transportat pe un traseu cît mai scurt.

Pelant V. şi Hozek N.: **Explozivi industriali de fabricaţie cehoslovacă.** P slové CS vyroby Rudy, 1957, nr. 6, iunie, pag. 194—199, fig. 3, tabl. 1.

Autorul dă o clasificare a explozivilor industriali fabricaţi în R. Cehoslovacă şi descrie pe scurt metodele experimentale exacte de apreciere a calităţii lor. Gama explozivilor mineri cuprinde 10 tipuri, mai toate pe bază de azotat de amoniu.

* * *: **Praful de calcar cauză posibilă de silicoză.** (Le puossiere de pierre calcaire cause posible de la silicoze), L'equipement mecanique, 1957, martie, pag. 29—30.

De mai mulţi ani a existat tendinţa de a considera praful de calcar în categoria prafului inofensiv. Această idee este justă numai în cazul în care avem de-a face cu praf de calcar pur, dar în mare majoritate a cazurilor, în stare naturală, calcarul conţine un mic procent de silice liberă. A. T. Doig a făcut o serie de studii dovedind, prin examinarea a opt cazuri de pneumoconioză la muncitorii care au lucrat fie numai în cariere de calcar, fie la concasarea pietrei de calcar. In toate cazurile calcarul a conţinut 1,8—11,5% silice liberă.

In prezent se consideră că praful de calcar cu un conţinut de silice liberă poate provoca silicoza în cazul unei expuneri mai îndelungate. Totodată acţiunea inhibitorie a carbonatului de calciu în cazurile de silicoză, nu este evidentă sau este insuficientă. Pe viitor praful de calcar va trebui considerat drept un cator etiologic posibil în cazul în care plămînii au o capacitate respiratorie în scădere sau cînd radiografiile pulmonare indică o expunere excesivă la praf.

* * *: **Pericolul acumulărilor de metan la tavanul galeriilor de transport.** (Danger form gas accumulations near the roof), Iron and coal, 1957, nr. 4637, 5 aprilie, pag. 799—800, fig. 1.

Măsurători amănunţite de aeraj dovedesc că în secţiunea transversală a unei galerii viteza de circulaţie a aerului este diferită. Astfel la o galerie de 2,4×2,4 m^2, viteza aerului în centru era de 0,5 m/s iar la 7 cm sub grindă era de numai 0,52 m/s. La o altă galerie, la tavan între arcele metalice, aerul nu circulă fapt care permite acumulări de 30% CH_4, la 30 cm grindă viteza aerului fiind de 0,03 m/s, proporţia era de 15% CH_4, iar la 60 de cm sub grindă la o viteză de 0,06 m/s conţinutul de metan era de 5%.

Acumulările de metan la tavanul galeriei sînt cu atît mai frecvente cu cît roca din jurul galeriei a fost mişcată permiţînd astfel circulaţia metanului din acoperiş spre galerie.

In scopul diluării metanului din aceste acumulări în galerii se montează din loc în loc o serie de planşee înclinate transversal faţă de sensul curentului de aer care dirijează spre tavan o parte din aerul ce trece prin galerie permiţînd spălarea cuiburilor de metan.

Magill J. A.: **Realizări recente în domeniul transportului hidraulic al cărbunelui.** (Progress report an hydraulic transport of coal). Transactions of the Institution of Mining Engineers, vol. 116, 1957, martie, pag. 514—531 fig. 11.

Principala car cteristică a transportului hidraulic constă în reducerea volumului de muncă a utilajului, a prafului, a degradării cărbunilor şi a cheltuielilor de în-

treţinere a transportului. Totodată există posibilitatea transportării unei cantităţi mari de cărbune într-o conductă de dimensiuni reduse, fapt care ar permite reducerea secţiunilor de săpare. Totuşi această reducere de secţiune nu este posibilă datorită necesităţii menţinerii unei anumite viteze de aeraj.

Cărbunele circulă prin conducte cu o viteză de 2,4—3 m/s. Autorul descrie sistemul de transport insistînd în special asupra modului în care să poată fi realizat transportul într-un circuit închis prezentînd şi noile construcţii de ventile, şi pompe de tulbureală. Costul unei instalaţii de transport a 100 t/h din mină la 95 m înălţime şi 45 m pe orizontală, se ridică la cca 5 000 lire, prezentînd o putere instalată de 140 CP. Deşi încă nu s-a efectuat un studiu asupra rentabilităţii sistemului se consideră ca indicat de aplicat acest mod de transport la capacităţi de peste 60 t/h a unui cărbune de sub 75 mm sau 240 t/h la 150 mm. Adîncimea pe verticală la care se poate realiza transportul este limitată de pierderile de energie.

* * *: **Locomotivele de mină cu acumulatori. Factori care influenţează alegerea lor.** (Underground battery locomotives. Factors governing Hreir selection). Iron and coal, 1957, nr. 4637, 5 aprilie, pag. 805—806.

Locomotivele cu acumulatori au fost concepute pentru a combina soliditatea cu simplicitatea în funcţionare în vederea unui maximum de eficienţă la un minimum de întreţinere. In prezent tendinţa este de a folosi locomotive cu acumulatori de mare putere.

Ca acţionare, cu excepţia locomotivelor de putere redusă fiecare axă are motorul său, acţionarea efectuîndu-se în diferite moduri. Normele legale prevăd dotarea acestor locomotive cu frîne pneumatice în care scop pe locomotivă se montează şi un compresor. Întreţinerea zilnică a părţii mecanice este simplă şi constă din ungere şi reglarea frînelor. Schimbarea bateriilor se face prin introducerea locomotivei între două mese; în timp ce bateria de acumulatori este trecută de pe locomotivă pe una din mese, de pe cealaltă masă este împinsă pe locomotivă o baterie cu acumulatori încărcaţi. In acest mod încărcarea locomotivelor este simplă şi rapidă.

Intregul echipament electric este în construcţie antigrizutoasă avînd certificatul staţiei de securitate de la Buxton. Motoarele sînt construite ţinînd seama de spaţiul necesar bateriei de acumulatori, de viteze de transport şi de forţa de tracţiune.

Dispozitivele de comandă pot fi de tip reversibil (pentru locomotivele de mică putere), tipul cu came (pentru locomotive de 5 tone) şi complet magnetic care asigură o comandă automată. Cel mai comun cuplaj al motoarelor este cel în serie — paralel şi care permit realizarea a două viteze. Frînarea cu rezistenţă este folosită la toate locomotivele cu două motoare şi cînd frînele pneumatice nu se folosesc.

Ca baterii se folosesc cele cu plumb care fac faţă în orice condiţii de lucru şi la cicluri repetate de încărcări şi descărcări. Totuşi şi aceşti acumulatori au fost modernizaţi pe linia măririi duratei de serviciu prin reducerea creşterii de temperatură în perioada normală de funcţionare.

* * *: **Explozivii şi folosirea lor în exploatările miniere** (Explosives and their application in mining), Iron and coal, 1957, nr. 4632, 1 martie, pag. 499—502.

In articol sînt expuse referatele prezentate la conferinţa de la Sheffield. In ultimii cinci ani exploziile datorate aprinderii metanului de la explozii s-au redus foarte mult. Nenumărate cercetări au fost întreprinse în scopul creării unui exploziv antigrizutos în care scop cercetările au indicat că unele săruri ca clorura de aluminiu sînt săruri inhibitoare.

Noua tehnică a puşcării cu injectare de apă este şi ea în continuu progres. Cerinţele pentru realizarea unui exploziv antigrizutos au condus la modificarea metodelor de cercetare prin folosirea unui mortier de unghi. In prezent se folosesc cartuşe de transmitere care au scopul de a mări lungimea unei încărcături. Aceste cartuşe constau din bicarbonat de sodiu cu 10% ulei exploziv.

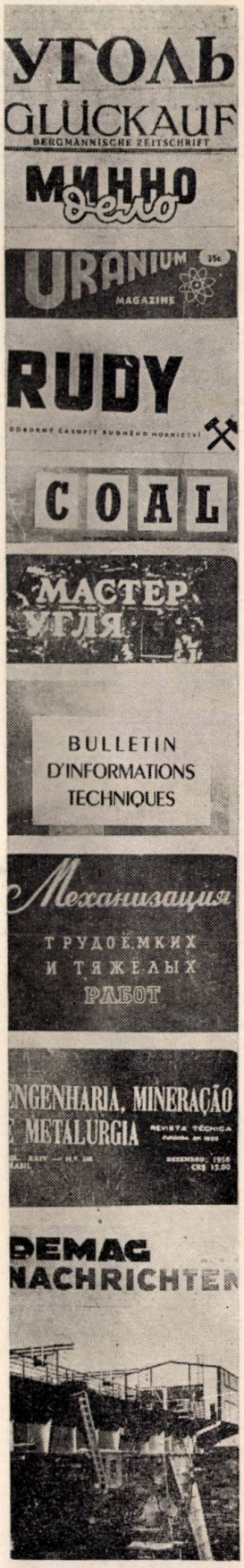
Cercetările din Germania au dus la crearea cartuşelor cu două trepte de explozive în care prima reacţie este cauzată de un ulei exploziv iar cea de-a doua, principală, este o reacţie de schimb de ioni între două săruri. In ceea ce priveşte puşcarea prin injectare de apă se foloseşte mai mult gura paralelă cu frontul de cărbune. S-au realizat astfel găuri de mină cu lungimi de 45 m.

Pentru crearea unor condiţii de antigrizutanţă se practică injectarea de gaze inerte în gaura de mină în scopul înlăturării metanului din zona supusă împuşcării. Intre celelalte referate au fost prezentate noi date asupra siguranţei de puşcare cu capse cu întîrziere de miimi de secundă.

Wanless R. K.: **Aplicaţiile studiilor cu izotopi în problemele geologice.** (Application of Isotopic studies to geological problems). Canadian mining Journal, 1957, aprilie, pag. 133—136, fig. 2, tabl. 1, ref. bibl. 5.

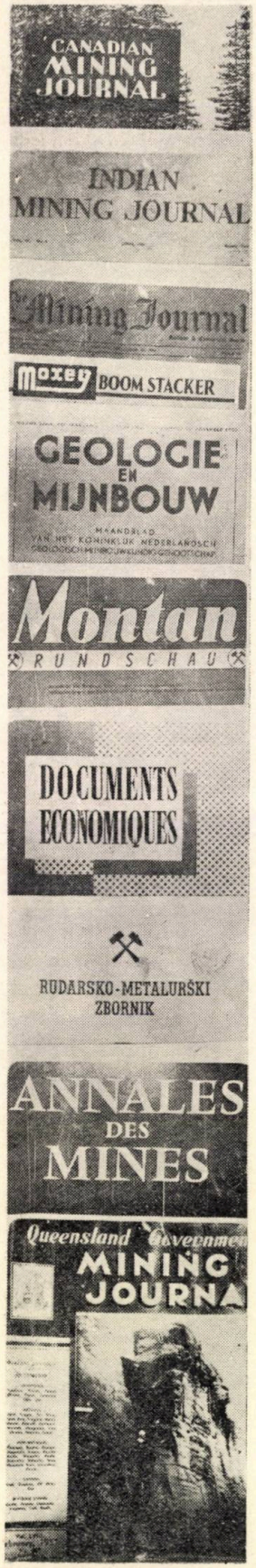
Studiul variaţiilor izotopice observate în condiţii de zăcămînt şi folosirea lor la diferite studii geologice constituie un nou capitol al geologiei. Izotopii unui element nu sînt identici din punct de vedere al compoziţiei ci dimpotrivă au un număr diferit de protoni asociat cu un număr diferit de neutroni. Ca o consecinţă a diferenţei de masă ce rezultă speciile izotope au proprietăţi chimice şi fizice diferite. Rezultanta multiplelor variaţii izotopice observate în prezent în natură, poate fi folosită ca mijloc de determinare a vîrstei geologice.

In ultimele luni Serviciul Geologic Canadian a stabilit o metodă de laborator ce determină vîrsta geologică pe baza dezagregării radioactive a uraniului şi toriului din care rezultă plumbul, sau a potasiului din care se formează argonul. In acelaşi timp studiul izotopiilor sulfurice a fost folosit pentru studierea formaţiilor şi dezvoltării zăcămintelor de minereuri sau petrol.



DOCUMENTARE

DOCUMENTARE



In articol este prezentat succint procesul de variație izotopică și tehnica folosită la determinarea variațiilor izotopice relative.

N. A. Malevici: **Despre vagonetele pentru minele noi și minele reconstruite.** (O vagonetkah dlia novîh i sckonstimenîh șaht) Ugol, 1957, nr. 6, pag. 31—39.

In vederea reducerii volumului de muncă manuală la transportul subteran, în minele noi și în cele reconstruite este indicată folosirea unor vagonete de o construcție mai nouă. Astfel autorul recomandă: mărirea capacității, mărirea capacității prin mărirea coeficientului de folosire a dimensiunilor și în special prin mărirea înălțimii, construirea de vagonete de peste 5 tone, folosirea cutiilor rectangulare de vagonet, aplicarea mai pe larg a construcției de vagonete autoculbutante și suspendarea cutiilor pe amortizoare.

De asemenea autorul propune următoarea serie de tipizare: vagonete de 1,5 și 2,5 t cu cutia suspendată pe 3,5; 5,7 și 10 t cu cutia suspendată și cu cuplare automată.

* * *: **Instalația de extracție cu schip de la mina CWM.** (Skip winder at CWM Colliery), Iron and coal, 1957, nr. 4642, 10 mai, pag. 1092—1094, fig. 2.

Instalația prezentată are o putere de 3 000 CP și este complet automatizată. Capacitatea de extracție este de 510 t/oră, cu un schip de 12 t capacitate de la o adîncime de 675 m. Automatizarea s-a realizat prin efectuarea unei extracții automate ciclice fără ajutorul omului, fie cu comanda prin intermediul unui post central, fie prin comanda obișnuită folosită în cazul schimbării cablurilor.

Webber G. R.: **Folosirea razelor X pentru analiza rocilor și minereurilor** (Applications of X-Raj Emission Spectrometry To Rock and Ore Onalysis), The Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, 1957, aprilie, pag. 222—227, fig. 6, tabl. 2, ref. bibl. 19.

In ultimii ani analiza chimică prin raxe X a obținut o largă aplicare. Metoda este analogă cu cea a spectrografiei optice folosind în locul luminii, raze X. Această metodă spectrografică are numeroase avantaje atît în domeniul analizei cantitative cît și al celei calitative. Prin această metodă pot fi determinate elementele cuprinse între magneziu (număr atomic 12) și uraniu (număr atomic 92).

Razele X produse într-un tub special trec prin camera ce cuprinde proba unde razele X primare produc raze X secundare caracteristice probei supuse analizei. Razele X secundare trec printr-un colimator și sînt dispersate pe un cristal de analizare, iar razele dispersate sînt detectate pe un tub de detecție prin care se măsoară intensitatea radiațiunilor.

Pînă în prezent s-au efectuat analize de niobiu, de fier, titan, calciu, potasiu.

Analiza spectrografică cu raze X este o metodă rapidă de analiză a rocilor, minerelor și minereurilor. Precizia rezultatelor depinde de natura probei și de modul în care este pregătită (proba poate fi în stare solidă, pulverulentă sau lichidă).

Borchardt F. R.: **O nouă orientare a mineritului.** (A new lock ot mining), Mining Engineering, 1957, aprilie, pag. 428—433, fig 4.

Ultimii ani au marcat un deosebit progres în domeniul perforării, caracterizat prin trecerea la generalizarea perforatoarelor montate pe suporți pneumatici. Totodată datorită folosirii tăișurilor armate cu metale dure se remarcă reduceri în consumul de oțel de sfredel, iar în ultimul timp, datorită aplicării unui tratament termic special aplicat oțelului de sfredel, consumul se va reduce și mai mult. Cele mai multe cărucioare de perforare sînt autopropulsate, cu comenzi hidraulice și avînd în general două brațe. In domeniul pușcării, capsele cu microîntîrzieri continuă să fie aplicate pe larg.

Mecanizarea încărcării se realizează cu utilaje tot mai perfecționate. In exploatările la zi excavatoarele realizate în R.F. Germană par a fi dintre cele mai productive, practica americană insistînd în special asupra avantajelor prezentate de excavatorul cu roată cu cupe. Mecanizarea încărcării a impus mărirea capacității mijloacelor de transport, astfel în exploatările mari de minereuri pătrund tot mai mult dumpere și autocamioane cu capacități de 20 t. Se remarcă în special mașinile de încărcat montate pe șenile cu capacități de 7—8 t/minut.

Exploatările de minereuri par a se orienta spre rambleiajul hidraulic datorită posibilităților mai mari de mecanizare a operației. Se rambleiază cu turbureli ce conțin 70% solid. Susținerea ancorată este recomandabilă în special pentru minele calde, unde aerajul trebuie realizat cît mai comod cu putință. Posibilități de extindere va avea susținerea ancorată cu buloane din beton realizate de practica suedeză.

In ultimii ani turnurile de extracție din beton au înlocuit pe cele metalice, datorită economicității și chiar rapidității de construcție. Datorită măririi adîncimii de exploatare vitezele de extracție obținute depășesc 15—20 m/s atît pentru materiale cît și pentru personal. Exploatările mari de minereuri se orientează spre folosirea compresoarelor centrifugale ce prezintă o importantă economie față de cele cu piston.

Cow J. M.: **Controlul depresiunii aerului ca mijloc de luptă contra focurilor** (Control of air pressure as anasid to fight mine fires), The Institution of mining and metallurgy, Vol. 66, 1957, nr. 606, mai, pag. 377—400, fig. 15, tabl. 1, ref. bibl. 2.

Autorul analizează modul de variație a presiunii măsurată în jurul focurilor de mină și modul în care aceste indicații pot fi folosite ca o metodă efectivă de a reduce presiunea aerului spre foc. Presiunea aerului se poate regla prin intermediul unei camere, pînă în apropierea zonei cu foc.

Totodată este prezentată și o metodă de estimare a pierderilor de aer prin zona de

foc şi care depind de diferenţa dintre depresiunea curentului de aeraj ce vine spre şi care pleacă din spre zona cu foc şi care poate fi produsă de o creştere a presiunii atmosferice.

Propunerile sînt exemplificate cu cazul minei Kolor Field din sudul Indiei.

Doxey F.: **Mecanizarea în minele de cărbuni de la Cape Breton.** Mechanization at Dominion Coal Company, Ltd, m and old Sydney Collieries Ltd., Cape Breton, NS The Canadian mining and metallurgical bulletin, 1957, aprilie, pag. 199—207, fig. 10, tabl. 1.

Mecanizarea exploatării cărbunilor în abataje cu front lung în S.U.A. a fost mult prea puţin dezvoltată în comparaţie cu exploatarea în camere şi stîlpi. In zăcămîntul citat s-a trecut la această metodă de exploatare după varianta engleză, folosind combina Dosco în combinaţie cu un transportor cu raclete elastic şi cu linia de orgă susţinută cu stive din lemn ecarisat.

Transportul subteran s-a realizat cu locomotive cu troley sau cu transportor bandă de cablu de 750 mm lăţime montat pe infrastructură pe roţi. Productivitatea realizată în subteran a fost de 3,85 t/post.

Jacques A.: **Tăierea cu plugul de cărbune** (Power-loading with a Scharmhobel), Iron and coal, 1957, nr. 4641, 3 mai, pag. 1019—1026, fig. 12.

In articol, este descrisă instalaţia şi rezultatele obţinute la tăierea cu plug la mina Dodwath din Yorkshire. Plugul folosit avea o lungime de cca 4 m şi 450 mm înălţime. Instalaţia a funcţionat într-un abataj de 120 m lungime într-un strat de cca 60 cm grosime. Dat fiind că cărbunele era foarte tare s-a folosit puşcarea prealabilă a unor găuri de mină plasate la cca 2,7 m distanţă una de alta. Ciclul din abataj dura 24 ore şi necesita 41 muncitori care realizau o producţie de cca. 350 tone/zi. Intreaga dotaţie din abataj (inclusiv susţinerea metalică în consolă) a costat 52 700 lire sterline din care plugul cca 7 300 lire sterline. Cantitatea de praf formată la tăiere a fost de 273 particule/cm³ faţă de norma maximă prescrisă de 850 particule/cm³.

Wightman R. H., Halle P. B. şi Chandler C. D.: **Exploatarea de la Crestmore se modernizează** (Crestmore makes a change), Mining Engineering, 1957, aprilie, pag. 450—454, fig. 11.

Exploatarea de calcar de la Crestmore s-a făcut în trecut în carieră iar în prezent s-a dezvoltat exploatarea în subteran prin camere şi stîlpi, folosindu-se în acest scop un utilaj modernizat. Metoda constă din exploatarea în camere cu lăţime de 18 m şi o înălţime ce variază de la 10—30 m.

Pentru perforare s-a folosit un cărucior de perforare uriaş prevăzut cu două braţe, pe fiecare braţ montîndu-se cîte două perforatoare supergrele. Incărcarea se efectua cu un excavator electric. Galeria de acces a fost săpată cu acelaşi utilaj folosindu-se plasarea în pană a găurilor de mină cu lungimi de 3,6 m. Transportul materialului derocat se efectua cu autocamioane electrice cu troley cu putere de 350 CP.

Incărcarea găurilor de mină şi verificarea tavanului se efectua de pe o platformă montată la extremitatea unui braţ al unui autocamion şi care putea ridica personalul la înălţimi de 25 m.

Datorită mecanizării extensive exploatarea în subteran a permis realizarea unui preţ de cost comparabil cu cel realizat în carieră.

* * *: **Susţinerea galeriilor de transport.** Mine roadway supports), Iron and coal, 1957, nr. 4642, 10 mai, pag. 1078, fig. 2.

In articol este prezentat un nou tip de susţinere metalică a galeriilor de transport, tip Iibbert — a caror particularitate constă din modul în care sînt realizate bandajele dintre cadrele de stîlpi. Aceste bandaje sînt confecţionate din cadre de oţel beton galvanizat şi care se prind de cadrele metalice de susţinere. Acest sistem se consideră că va lucra ca o carcasă sub tensiune care pe de o parte va putea prelua solicitări mult mai mari datorită faptului că le va putea transmite mult mai complet cadrelor metalice de susţinere propriu-zise.

Costul acestor bandaje este superior celorlalte tipuri de bandaje atît ca materiale cît şi ca mînă de lucru, dar ele prezintă o mare rezistenţă şi o durată mai mare de serviciu, fiind un material durabil şi care totodată poate fi refolosit.

Zeni V. şi Williamson T .N.: **Săparea puţurilor prin foraj.** (Sinking large diameter mine shajts by rotary dutling), Mining Engineering, 1957, aprilie, pag. 445—454, fig. 10.

In statul Virginia s-au forat pînă în prezent 7 puţuri cu adîncimi de peste 120 m şi diametre de 1,8 m. Forarea puţurilor de mină se face cu o maşină Zeni ce constă dintr-un tub cu diametrul de 1,8 m care are montate la periferia de bază 12 role armate. Prin rotirea acestui tub se taie în rocă un inel iar roca pătrunde ca o carotă în tub. Tubul tăietor se roteşte cu o viteză de 0,9—1,5 rot/min. Pe măsura tăierii, spaţiul în care se face tăierea este stropit cu apă iar materialul mărunt obţinut din tăiere este aspirat printr-o pompă de vacuum. Deasupra mecanismului, pe o platformă centrală este plasat postul de comandă al mecanismului de rotire plasat între tubul tăietor şi platforma de comandă. Intreaga instalaţie este susţinută de o macara de la suprafaţă. Viteza realizată este de 2,5 m/schimb, iar metrajul realizat pînă la tocirea rolelor a fost de cca 16 m. După forajul pe 1,5 m adîncime carota este tăiată cu ajutorul unei mici cantităţi de exploziv introdus în centru la baza porţiunii de carotă. Susţinerea se poate realiza în afara dispozitivului de foraj cu segmente de beton. Echipa necesară deservirii utilajului este de 4 muncitori pe schimb.

DOCUMENTARE

MŰSZAKI KÖNYVTÁR 1953

Index alfabetic

A

Abraham L.: Stadiul preparării cărbunilor în Republica Cehoslovacă, nr. *6*, p. 257—265.

B

Barbu I.: Cocs din cărbuni necocsificabili (5). Influenţa creşterii adaosului de cărbune necocsificabil crud şi a introducerii prafului de cocs, nr. *4*, p. 189—191.

Bădărău Al., Blum I. şi *Rosenberg M.:* Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării şi valorificării cărbunilor bruni lemnoşi (ligniţi) din R.P.R. II. Epurarea pe cale umedă a ligniţilor, nr. *4*, p. 180—189.

Bădescu R.: Contribuţii la studiul instalaţiilor de extracţie a unei substanţe utile folosind aparate în serie, nr. *10*, p. 447—453.

Berdan C., Mihăilă I., Pafnoti M. şi *Grădină C.:* Cercetări asupra metabolismului energetic în munca de extragere a cărbunelui, nr. *4*, p. 170—179.

Blum I., Bădărău Al. şi *Rosenberg M.:* Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării şi valorificării cărbunilor bruni lemnoşi (ligniţi) din R.P.R. II. Epurarea pe cale umedă a ligniţilor, nr. *4*, p. 180—189.

Blum I. şi *Rosenberg M.:* Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării şi valorificării cărbunilor bruni lemnoşi (ligniţi) din R.P.R. I: nr. 2, p. 81—92.

Blum I. şi *Rosenberg M.:* Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării şi valorificării cărbunilor bruni lemnoşi (ligniţi) din R.P.R. III: Deshidratarea ligniţilor prin procedeul Flessner, nr. *9*, p. 405—415.

Blum I. şi *Rosenberg M.:* Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării şi valorificării cărbunilor bruni lemnoşi din R.P.R. IV: Brichetarea fără liant a ligniţilor, nr. *10*, p. 462—466.

Blum I. şi *Rosenberg M.:* Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării şi valorificării cărbunilor bruni lemnoşi din R.P.R. V.: Brichetarea cu liant a ligniţilor, nr. *11*, p. 525—531.

Blum I.: Studiul variaţiei procentului de liant, în funcţie de creşterea procentului de cenuşă din semicocs la brichetarea semicocsului de lignit cu liant, nr. *12*, p. 551—557.

Bogdan Gh.: Formele de apariţie şi de degajare a metanului din zăcăminte şi roci în ţara noastră, nr. *1*, p. 42—45.

Bogdan Gh.: Asupra determinării gradientului debitului de metan la unele mine de cărbuni din R.P.R., nr. *4*, p. 157—170.

Bumbu V.: Forţele de frînare la instalaţia de extracţie cu roata motoare, nr. *2*, p. 95—97.

Bumbu V., Secară Gh., Vodislav C., Popa V. şi *Făgărăşanu I.:* Unele probleme ale instalaţiilor miniere de aeraj de la noi din ţară, nr. *8*, p. 364—368.

Brădeanu N.: Deosebirea dintre acţiunea refulantă şi aspirantă a unei staţii de aeraj şi calculul depresiunii din mină pe baza puterii ei de acţionare, nr. *12*, p. 558—563.

Buttu A.: Concluziile comisiei de anchetă asupra cauzelor catastrofei care a avut loc la mina de cărbuni „Bois de Cazier", lîngă Marcinelle, în Belgia, nr. *12*, p. 563—566.

C

Catilina R.: Probleme generale ale rezervelor la zăcăminte de minereuri metalifere, nr. *1*, p. 18—29.

Catalina R.: Consideraţii despre calculul rezervelor ca bază pentru planificarea producţiei şi urmărirea exploatării raţionale a zăcămintelor neferoase, nr. *8*, p. 386—389.

Cazacu V.: Mecanizarea tăierii şi încărcării cărbunilor în abataj şi tendinţele noi în construcţia maşinilor folosite în aceste operaţii. I, nr. *1*, p. 31—41.

Cazacu V.: Mecanizarea tăierii şi încărcării cărbunilor în abataj şi tendinţele noi în construcţia maşinilor folosite în aceste operaţii. II, nr. *2*, p. 55—76.

Cazacu V.: Mecanizarea tăierii şi încărcării cărbunilor în abataj şi tendinţele noi în construcţia maşinilor folosite în aceste operaţii. III, nr. *3*, p. 126—140.

Cîndea C.: O nouă metodă cromatografică rapidă pentru analiza substanţelor bituminoase în lumina ultravioletă, nr. *9*, p. 416—418.

Cochet R.: Contribuţii geologice asupra zăcămintelor aurifere de la Baia de Arieş, nr. *10*, p. 467—475.

Colev E.: Contribuţii la alegerea vitezei de transport pe puţuri dde extracţie în industria carboniferă, nr. *10*, p. 453—461.

Colectivul de tehnicieni de la minele „Ioachimov": Săparea rapidă a unei galerii cu o viteză lunară de 1 021,3 m, nr. *6*, p. 276—286.

Cresin R.: Contribuţii în problema măsurării gradului de uniformitate a producţiei zilnice în întreprinderile miniere, nr. *5*, p. 224—230.

Creţulescu C.: Contribuţii la stabilirea unui nomenclator cifric al cărbunilor romîneşti, nr. *7*, p. 342—347.

D

Dinu V.: Rheospălătoare. Reconsiderarea procedeului prin aplicarea principiului respălării diferenţiate, nr. *9*, p. 419—421.

Dula A.: Introducerea unei noi metode de exploatare a stratelor de cărbune cu grosime medie şi înclinare mare din Valea Jiului, nr. *8*, p. 369—371.

F

Făgărăşanu I., Bumbu V., Popa V., Secară Gh., Vodislav C.: Unele probleme ale instalaţiilor miniere de aeraj de la noi din ţară, nr. *8*, p. 364—368.

G

Gîlă Gh.: Mecanizarea procesului de producţie în minele principalelor bazine carbonifere ale U.R.S.S., nr. *5*, p. 237—241.

Georgescu M.: Explozor pentru procedeul de împuşcare cu întîrzieri de milisecunde, nr. *1*, p. 29—31.

Grădină C., Mihăilă I., Pafnote M., Berdan C.: Cercetări asupra metabolismului energetic în munca de extragere a cărbunelui, nr. *4* p,. 170—179.

Guran M.: Posibilităţi de automatizare a instalaţiilor de preparare mecanică, nr. *12*, p. 545—550.

H

Harold M.: Utilizarea izotopilor în industria carboniferă din U.R.S.S., nr. *6*, p. 266—269.

Hrisanide D., Herescu N.: Studii asupra prevenirii şi combaterii focurilor în minele de lignit, nr. *6*, p. 269—275.

Herescu N. şi *Hrisanide D.:* Studii asupra prevenirii şi combaterii focurilor în minele de lignit, nr. *6*, p. 269—275.

I

Ionescu N. şi *Pop V.:* Contribuţii la combaterea silicozei în Valea Jiului, nr. *8*, p. 356—363.

Ionescu M. N.: Aplicaţii practice ale petrografiei cărbunilor, nr. *7*, p. 324—337.

Ivanovici A. şi *Popescu M.*: Aparat pentru măsurarea de la distanţă a presiunilor litostatice, nr. *9*, p. 423—428.

J

Jurca Gh.: Îmbunătăţirea flotaţiei minereurilor, nr. *8*, p. 376—379.

K

Kakovski I. A.: Asupra caracterului acţiunii reciproce dintre disulfuri şi suprafaţa metalelor, nr. *11*, p. 499—502.
Kimmelmann S.: Izolarea unui foc subteran în stratul 13 la mina Aninoasa, nr. *8*, p. 372—375.
Kosareva I. T.: Consideraţiuni generale cu privire la probele tehnologice, nr. *2*, p. 92—95.
Kravcenko V. S.: Noi procedee de dislocare a rocilor tari, nr. *6*, p. 286—289.

M

Mateescu I. D.: Petrografia cărbunilor şi importanţa ei tehnico-economică, nr. *5*, p. 209—223.
Melinciuc V.: Dimensionarea zonelor izolatoare la exploatarea stratelor groase din Valea Jiului, nr. *7*, p. 309—314.
Mihăilă I., Berdan C., Pafnote M., Grădină C.: Cercetări asupra metabolismului energetic în munca de extragere a cărbunelui, nr. *4*, p. 170—179.
Mihalcea St.: Factorii care contribuie la formarea preţului în industria carboniferă din U.R.S.S., nr. *4*, p. 192—195.
Mineu I.: La a 40-a aniversare a Marii Revoluţii Socialiste din Octombrie, nr. *11*, p. 495—498.
Munteanu V.: Recondiţionarea unui puţ de extracţie la mina Anina, nr. *3*, p. 108—125.

N

Neagu Gh. F.: Limitatori electrici de viteză pentru maşina de extracţie, nr. *11*, p. 509—514.
Nicolaescu D.: Exploatarea cărbunelui prin metoda cu două plane înclinate parelele, suprapuse în plan vertical, din care unul este săpat în stratul de cărbune, iar cel de-al doilea în culcuşul stratului, la distanţe care nu trebuie să depăşească 20 de metri, nr. *12*, p. 567—570.
Nicorescu Gh.: O nouă instalaţie de măcinat tale la Hunedoara, nr. *8*, p. 389—391.
Nicorescu Gh.: Încercări de împuşcare în masă la exploatarea la zi de la Teliuc, nr. *9*, p. 422.

O

Opriş V.: Încercări de susţinere ancorate la unele mine din R.P.R., nr. *10*, p. 485—488.
Ornştein M.: Baza teoretică a metodelor de luare şi reducere a probelor de materiale bucăţi — cu privire specială la cărbune, nr. *8*, p. 380—385.

P

Pafnote M., Mihăilă I., Berdan C. şi *Grădină C.*: Cercetări asupra metabolismului energetic în munca de extragere a cărbunelui, nr. *4*, p. 170—179.
Papuc C.: Încercări experimentale cu alice de oţel la forajul sondelor pentru exploatarea formaţiunilor cu cărbuni, nr. *10*, p. 476—479.
Petyrck M. E.: Evoluţia industriei carbonifere din Republica Cehoslovacă, nr. *2*, p. 77—80.
Poporan V.: Tehnica nouă în domeniul metodelor de exploatare a zăcămintelor de cărbuni, nr. *1*, p. 3—17.
Popa V., Bumbu V., Secară Gh., Vodislav C. şi *Făgărăşanu I.*: Unele probleme ale instalaţiilor miniere de aeraj de la noi din ţară, nr. *8*, p. 364—368.
Pop V., Ionescu N.: Contribuţia la combaterea silicozei în Valea Jiului, nr. *8*, p. 356—363.
Popescu M. şi *Ivanovici A.*: Aparat pentru măsurarea de la distanţă a presiunilor litostatice, nr. *9*, p. 423—428.
Popovici I.: Evacuarea apelor la săparea şi adîncirea puţurilor cu aerliftul, nr. *10*, p. 481—484.

R

Rosenberg M. şi *Blum I.*: Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării şi valorificării cărbunilor bruni lemnoşi (ligniţi) din R.P.R. I., nr. *2*, p. 81—92.
Rosenberg M., Blum I. şi *Bădărău Al.*: Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării şi valorificării cărbunilor bruni lemnoşi (ligniţi) din R.P.R. II.: Epurarea pe cale umedă a ligniţilor, nr. *4*, p. 180—189.
Rosenberg M. şi *Blum I.*: Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării şi valorificării cărbunilor bruni lemnoşi (ligniţi) din R.P.R. III. Deshidratarea ligniţilor prin procedeul Fleissner, nr. *9*, p. 405—415.
Rosenberg M. şi *Blum I.*: Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării şi valorificării cărbunilor bruni lemnoşi (ligniţi) din R.P.R. IV.: Brichetarea fără liant a ligniţilor, nr. *10*, p. 462—466.
Rosenberg M. şi *Blum I.*: Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării şi valorificării cărbunilor bruni lemnoşi (ligniţi) din R.P.R. V.: Brichetarea cu liant a ligniţilor, nr. *11*, p. 525—531.

S

Secară Gh., Bumbu V., Vodislav C., Popa V. şi *Făgărăşanu I.*: Unele probleme ale instalaţiilor miniere de aeraj de la noi din ţară, nr. *8*, p. 364—368.
Superceanu C.: Minerale rare în pegmatitele granitice din Banat. I. nr. *3*, p. 140—154.
Superceanu C.: Contribuţiuni la paragenezele scheelitului şi volframitului din zăcămîntul de minereuri complexe de la Baia Sprie, nr. *9*, p. 399—404.
Ştefănescu I.: Semicocsificarea ligniţilor din R.P.R. în cuptoare Lurgi, nr. *7*, p. 314—324.

T

Teich I.: Scurtă privire statistică asupra învăţămîntului profesional minier, nr. *10*, p. 479—480.
Ţepeluş P.: Cazurile de determinare precisă prin calcul a parametrilor tahogramelor cu trei perioade, la instalaţiile maşinilor de extracţie, nr. *11*, p. 514—524.

U

Ursu T.: Hidromecanizarea în exploatările de cărbuni, nr. *11*, pag. 503—509.

V

Vasilov V.: Încercări de folosire a hidrocicloanelor în instalaţiile de preparare a minereurilor din R.P.R., nr. *5*, p. 231—237.
Vodislav C., Bumbu V., Secară Gh., Popa V. şi *Făgărăşanu I.*: Unele probleme ale instalaţiilor miniere de aeraj de la noi din ţară, nr. *8*, p. 364—368.

Comunicări

A

Anghel V. şi *Ionescu M.*: Semicarbonizarea cărbunilor prin fluidizare, nr. *2*, p. 98—104.
Anghel V. şi *Ionescu M.*: Uscarea cărbunilor prin fluidizare, nr. *12*, p. 579—580.

B

Bădărău Al.: Dezvoltarea cercetărilor în ramura minieră extractivă din R.P.R., nr. *11*, p. 50.

D

Dascălu O.: Cercetări asupra proprietăților de umflare a rocilor argiloase și marnoase din minele de lignit, nr. *5*, p. 242—250.

G

Ganzert K., Ionescu N. M. și *Maior O.:* Contribuții la micșorarea pericolului de explozie în minele de cărbuni din Valea Jiului, nr. *12*, p. 571—578.

Gligor D.: Prepararea minereului complex de la Dognecea, nr. *3*, p. 155.

H

Hrisanide D.: Liniile de dezvoltare a cercetărilor în domeniul preparării mecanice a substanțelor minerale utile din R.P.R., nr. *1*, p. 48.

I

Ion I., Sîrbu M., Popa T.: Prepararea minereurilor sărace din Bucovina, nr. *4*, p. 196—202.

Ion I., Popa T., Tulliu D.: Utilizarea industrială a baritei și problema preparării ei în R.P.R., nr. *7*, p. 342—347.

Ionescu M. și *Anghel V.:* Semicarbonizarea cărbunilor prin fluidizare, nr. *2*, p. 98—104.

Ionescu M. și *Octavian Fl.:* Cîteva aspecte ale brichetării ligniților, nr. *11*, p. 532—537.

Ionescu M., Anghel V.: Uscarea cărbunilor prin fluidizare, nr. *12*, p. 579—580.

Ionescu N. M., Maior O. și *Ganzert K.:* Contribuții la micșorarea pericolului de explozie în minele de cărbuni din Valea Jiului, nr. *12*, p. 571—578.

M

Manea E. și *Nițulescu I.:* Relațiile structurale ale piritei cu componenții petrografici ai cărbunilor în Valea Jiului, nr. *6*, p. 292—297.

Maior O., Ionescu N. M. și *Ganzert K.:* Contribuții la micșorarea pericolului de explozie în minele de cărbuni din Valea Jiului, nr. *12*, p. 571—578.

N

Nițulescu I.: Relațiile structurale ale piritei cu componenții petrografici ai cărbunilor în Valea Jiului, nr. *6*, p. 292—297.

O

Octavian Fl. și *Ionescu M.:* Cîteva aspecte ale brichetării ligniților, nr. *11*, p. 532—537.

P

Pascalide Gh. și *Pașcovici S.:* Un reactiv de flotație pe bază de produse reziduale din industria petrolului, nr. *8*, p. 392—394.

Pașcovici S. și *Pascalide Gh.:* Un reactiv de flotație pe bază de produse reziduale din industria petrolului, nr. *8*, p. 392—294.

Popa T., Sîrbu M. și *Ion I.:* Prepararea minereurilor sărace din Bucovina, nr. *4*, p. 196—202.

Popa T., Ion I. și *Tulliu D.:* Utilizarea industrială a baritei și problema preparării ei în R.P.R., nr. *7*, p. 342—347.

Popa Th.: Cuvînt introductiv, nr. *1*, p. 46.

S

Sîrbu M., Ion I., Popa T.: Prepararea minereurilor sărace din Bucovina, nr. *4*, p. 196—202.

Segal S.: Aplicarea metodei de consolidare prin electrosilicatizare la săparea unei galerii prin formațiuni de nisipuri acvifere (în borchișuri) la E. M. Filipeștii de Pădure, nr. *9*, p. 429—439.

Stoian A.: Prepararea bauxitei din regiunea Pădurea Craiului, nr. *3*, p. 155.

T

Teich I.: „Diagrama ritmurilor" o nouă metodă de determinare a nivelului ritmic al producției pe cale grafică, nr. *9*, p. 444.

Tulliu D., Popa T., Ion I.: Utilizarea industrială a baritei și problema preparării ei în R.P.R., nr. *7*, p. 342—347.

V

Visky E.: Criterii de organizare și metodologie de lucru a Institutului de Cercetări Miniere din R.P.R., nr. *1*, p. 46.

Recenzii

Langdown R. F.: Problemele de actualitate ale mecanizării abatajului care permit mărirea productivității muncii în mine, nr. *5*, p. 250—251.

Sagradian A. I.: Controlul procesului tehnologic în instalații de flotații, nr. *4*, p. 202.

Termier Henri și *Geneviève:* Tratat de geologie: evoluția litosferei II Orogeneza, nr. *8*, p. 394—395.

Termier Henri și *Geneviève:* Evoluția litosferei, vol. I, și Petrogeneza, nr. *1*, p. 45.

Ocazionale

* * *: Ședința lărgită a Consiliului Central al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor, nr. *3*, p. 107.

* * *: Salut celui de-al doilea Congres A.S.I.T., nr. *5*, p. 207.

* * *: 1 Mai, nr. *5*, p. 208.

* * *: Lucrările Congresului al doilea al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor (A.S.I.T.) din R.P.R., nr. *6*, p. 255.

* * *: Telegrama adresată de cel de-al doilea Congres A.S.I.T. Comitetului Central al P.M.R. și Consiliului de Miniștri al R.P.R., nr. *6*, p. 256.

* * *: Rezoluția Congresului al II-lea al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R., nr. *7*, p. 304—307.

* * *: Consiliul Central ales la cel de-al II-lea Congres A.S.I.T., nr. *7*, p. 303.

* * *: Din lucrările Secției Mine în cadrul celui de-al II-lea Congres A.S.I.T., nr. *7*, p. 307—308.

* * *: 23 August 1957 — 13 ani de la eliberare, nr. *8*, p. 351—352.

* * *: 11 August 1957 — Ziua minerului, nr. *8*, p. 353—355.

* * *: 25 August 1957 — Ziua minerului sovietic, nr. *8*, p. 355.

* * *: La a 90-a aniversare a revistei „Banyaszati Lapok", nr. *11*, p. 524.

Documentare

Nr. *4*, p. 203—204. nr. *5*, p. 251—252; nr. *6*, p. 298—300; nr. *7*, p. 347—348; nr. *8*, p. 395—396; nr. *9*, p. 439—443; nr. *10*, p. 488—492; nr. *11*, p. 537—540; nr. *12*, p. 581—585.

Noutăți tehnice și noutăți mondiale

Nr. *1*, *2*, *3*, *4*, și *6*.

I P. 2, c 3546

OSZAKI-KÖNYVTÁR-ORSZ... 1983

Ingineri și tehnicieni,

ABONAȚI-VĂ pe anul 1958 la revistele tehnice de specialitate elaborate de Asociația Științifică a Inginerilor și Tehnicienilor, care aduc la cunoștința cadrelor tehnice din producție, învățămînt, cercetare și proiectare, ultimele realizări obținute în științele tehnice din țară și străinătate.

APARE LUNAR:

AUTOMATICA ȘI ELECTRONICA
CONSTRUCȚII ȘI MATERIALE DE CONSTRUCȚII
REVISTA DE CHIMIE
CELULOZĂ ȘI HÎRTIE
ELECTROTEHNICĂ
ENERGETICA
HIDROTEHNICA
INDUSTRIA LEMNULUI
INDUSTRIA UȘOARĂ
REVISTA MINELOR
REVISTA PĂDURILOR
PETROL ȘI GAZE
TELECOMUNICAȚII
REVISTA DE TEXTILE
REVISTA TRANSPORTURILOR

Un abonament anual pentru ingineri și tehnicieni lei 30, pentru biblioteci, instituții, combinate tehnice etc. lei 96, prin cont virament Nr. 071012 DOC B.R.P.R.

Abonamentele se primesc la sediul Consiliului Central A.S.I.T. din CALEA VICTORIEI, 118.

„REVISTA MINELOR" organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. al Ministerului Minelor și al Ministerului Petrolului și Chimiei (Direcția Exploatărilor Miniere) Redacția: București, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon: 3.07.30 și 3.57.28 — Administrația și Casieria: Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor și subfilialelor A.S.I.T. din întreaga țară precum și prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinete tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071012 B.R.P.R. — DOC — București. — Tarif pentru întreprinderi: lei 96 anual: — Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: lei 30 anual; — Prețul unui exemplar: lei 5.

I. P. 2, c. 3516

Lei 5 exemplarul